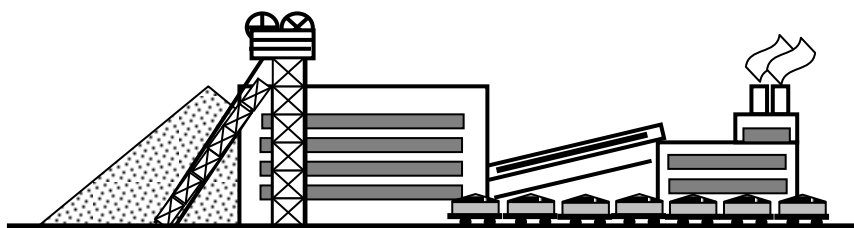


ДОНЕЦЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ДОНЕЦЬКЕ ВІДДІЛЕННЯ НАУКОВОГО ТОВАРИСТВА ІМ. ШЕВЧЕНКА

Смирнов В.О., Білецький В.С.

ГРАВІТАЦІЙНІ ПРОЦЕСИ ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

*Затверджено на засіданні Навчально-видавничої ради ДонНТУ.
Протокол № 1 від 14.03.2005 р.*



**Донецьк
“Східний видавничий дім”
2005**

ББК 33.4-4
УДК 622.7

Смирнов В.О., Білецький В.С.

С 50 Гравітаційні процеси збагачення корисних копалин. –
Донецьк: Східний видавничий дім, 2005. – 300 с.

ISBN 966-7804-88-7

Викладені теоретичні основи гравітаційного збагачення і гідравлічної класифікації корисних копалин. Розглянуті принципові конструкції гравітаційного і класифікаційного обладнання, його технологічні характеристики, правила вибору і розрахунку. Описані технологічні схеми збагачувальних фабрик, які використовують гравітаційні процеси.

Видання призначене для студентів спеціальності “Збагачення корисних копалин”.

Табл. 54, іл. 163, бібл. 19.

ББК 33.4-4

Рецензенти:

д-р техн. наук, професор М.М. Бережний
(Криворізький технічний університет),
д-р техн. наук, професор В.Ф. Пожидаєв
(Східноукраїнський національний університет)

ISBN 966-7804-88-7

© Смирнов В.О.,
Білецький В.С., 2005
© Макет, “Східний
видавничий дім”, 2005

ЗМІСТ

Передмова	6
1. Гравітаційні процеси	7
1.1. Галузі застосування гравітаційних процесів	7
1.2. Мінерали, які збагачують гравітаційними процесами ..	8
1.3. Середовища гравітаційних процесів	10
2. Фізичні основи гравітаційних процесів	15
2.1. Закономірність вільного руху тіл у середовищі	15
2.2. Закономірність стисненого руху тіл у середовищі	23
3. Теоретичні основи розділення сипких продуктів за густиною	27
3.1 Характеристика збагачуваності корисної копалини	27
3.2 Класифікація вугілля за збагачуваністю	32
3.3 Оцінка ефективності збагачення за кривими розділення Тромпа	34
4. Гідравлічна класифікація	39
4.1 Характеристика процесу	39
4.2 Закономірності процесу класифікації	40
4.3 Ефективність класифікації	42
4.4 Класифікатори	43
4.5 Використання гідравлічної класифікації в технологічних схемах	62
5. Промивка	65
5.1 Характеристика процесу	65
5.2 Властивості глин	66
5.3 Промивність корисних копалин	69
5.4 Промивні машини і пристрої	70
5.5 Технологія промивки	84
6. Збагачення у важких середовищах	88
6.1 Характеристика процесу	88
6.2 Властивості суспензій	90
6.3 Рух тіл в суспензіях	93
6.4 Апарати для збагачення у важких суспензіях	94
6.5 Приготування і регенерація суспензії	110
6.6 Технологія збагачення у важких суспензіях	114

7. Відсадка	117
7.1 Теоретичні основи процесу відсадки	117
7.2 Цикли відсадки	121
7.3 Закономірності розділення матеріалу в процесі відсаджування	124
7.4 Відсаджувальні машини	129
7.4.1. Повітряно-пульсаційні відсаджувальні машини	130
7.4.2 Діафрагмові відсаджувальні машини.....	144
7.4.3 Поршневі відсаджувальні машини.....	147
7.4.4 Відсаджувальні машини з рухомим решетом	148
7.5 Основні параметри відсадки	149
7.5.1 Технологічні параметри відсадки.....	149
7.5.2 Гідродинамічні параметри відсадки.....	153
7.5.3 Конструктивні параметри відсадки.....	156
8. Збагачення в струмені води на похилій площині	159
8.1 Теоретичні основи процесів розділення	159
8.2 Збагачення на шлюзах	161
8.2.1 Розділення матеріалу на шлюзі	161
8.2.2 Конструкції шлюзів.....	162
8.2.3 Технологічні і конструктивні параметри шлюзів	168
8.3 Збагачення на струминних жолобах	172
8.3.1 Характеристика процесу.....	172
8.3.2 Конструкції струминних апаратів	174
8.3.3 Технологічні і конструктивні параметри струминних жолобів.....	177
8.4 Збагачення на концентраційних столах	179
8.4.1 Процес концентрації на столах	179
8.4.2 Конструкції концентраційних столів	184
8.4.3 Технологічні і конструктивні параметри процесу концентрації на столах.....	191
8.5 Гвинтова сепарація.....	195
8.5.1 Процес збагачення у гвинтових сепараторах	196
8.5.2 Конструкції гвинтових апаратів	200
8.5.3 Конструктивні і технологічні параметри процесу гвинтової сепарації.....	202

9. Протитечійна водна сепарація	207
9.1 Загальні дані про процеси	207
9.2 Крутопохилі сепаратори	209
9.3 Шнекові сепаратори	211
10. Процеси розділення в повітряному середовищі	216
10.1 Теоретичні основи пневматичних процесів	216
10.2 Пневмокласифікація.....	218
10.3 Пневматичне збагачення	224
10.4 Технологічні і конструктивні параметри пневмозбагачення.....	230
11. Комбіновані процеси збагачення	233
11.1 Флотогравітація	233
11.2 Магнітогідродинамічна сепарація.....	235
11.3 Магнітогідростатична і ферогідростатична сепарація.....	236
12. Технологічні схеми гравітаційного збагачення	240
12.1 Збагачення вугілля	240
12.2 Збагачення руд чорних металів	254
12.3 Збагачення руд кольорових металів.....	259
12.4 Збагачення вольфрамових і олов'яних руд	261
12.5 Збагачення золотовмісних руд.....	265
12.6 Збагачення пісків рідкісних металів	272
12.7 Збагачення неметалічних корисних копалин	277
12.8 Збагачення брукху кольорових металів	285
Додаток 1. Корисні копалини України.....	289
Додаток 2. Властивості деяких мінералів розділюваних гравітаційними процесами	296
Список рекомендованої літератури	299

ПЕРЕДМОВА

Гравітаційне збагачення – один з найбільш важливих способів переробки корисних копалин. Принципи гравітаційного збагачення були відомі ще 2 тис. років тому і вперше описані Плінієм, а потім Агріколою. Гравітаційне збагачення залишалося домінуючим методом обробки мінералів протягом 2 тис. років, і тільки в ХХ ст., з розвитком таких процесів як флотація, магнітна сепарація, вилуговування, його питома вага трохи зменшилася.

У земній корі нараховується близько 3000 основних (базових) мінералів, з них 250 вилучаються гравітаційними процесами. Гравітаційними процесами збагачують марганцеві, залізні і поліметалічні руди, руди благородних і рідкісних металів, алмазовмісні і радіоактивні руди, розсипи, вугілля і багато інших металічних і неметалічних корисних копалин. Гравітаційне збагачення може бути використане як процес попередньої, так і процес остаточної концентрації, при цьому воно дозволяє вилучати не тільки основні мінерали, але і виділяти супутні цінні компоненти з руд і продуктів збагачення.

Різноманітне застосування гравітаційних процесів обумовлено їх високою технологічною ефективністю при розділенні мінеральних сумішей у широкому діапазоні характеристик сировини (крупності і густини) і продуктивності апаратів при відносно низьких матеріальних, трудових і енергетичних витратах.

При гравітаційному розділенні використовуються розходження в густині, крупності і формі мінеральних частинок, внаслідок чого вони набувають різних швидкостей і напрямків руху в середовищі під дією сил гравітаційної і опору.

До гравітаційних процесів належать: відсадка, концентрація на столах, збагачення на шлюзах і у гвинтових сепараторах, збагачення у важких середовищах, гідравлічна класифікація, згущення і промивка.

Як середовища при гравітаційному збагаченні використовують воду, повітря, розчини електролітів, важкі суспензії і рідини. Розділення відбувається звичайно в рухомому середовищі з високим вмістом твердого. У цих умовах на частинку що рухається діють сили гравітаційна, гідродинамічного опору і тертя, взаємодія яких і приводить до розділення мінеральних сумішей.

1. ГРАВІТАЦІЙНІ ПРОЦЕСИ

Мета розділу: охарактеризувати галузь застосування гравітаційних процесів і основні властивості мінералів і середовищ, що використовуються при гравітаційних процесах.

1.1. ГАЛУЗІ ЗАСТОСУВАННЯ ГРАВІТАЦІЙНИХ ПРОЦЕСІВ

Гравітаційними називаються процеси збагачення корисних копалин, що ґрунтуються на використанні гравітаційного поля, в якому розділення мінеральних частинок відбувається внаслідок різниці їх густини, крупності і форми.

Застосування гравітаційних процесів у практиці збагачення корисних копалин визначається: речовинним складом збагачуваного матеріалу і його крупністю, характеристикою збагачуваності корисної копалини, кліматичними умовами регіону, техніко-економічними показниками. Розділення звичайно відбувається в рухомому середовищі з досить високим вмістом твердого. У цих умовах на частинку діють сили ваги, гідродинамічного опору і тертя.

Гравітаційні процеси збагачення здійснюються на високопродуктивному і високоефективному обладнанні, що дозволяє спрощувати схему фабрики, більш економічно використовувати виробничі площі і об'єми будівель, в результаті чого знижуються капітальні витрати на будівництво фабрик, зростає продуктивність праці і знижується собівартість переробки сировини. Крупність корисних копалин, що переробляються гравітаційними процесами, складає від 0,1 до 300 мм. З цих причин гравітаційні процеси займають провідне місце в практиці переробки вугілля, золотовмісних, олов'яних, вольфрамових, молібденових руд і руд чорних металів. У комбінованих схемах переробки корисних копалин гравітаційні процеси використовують для видалення на початку технологічного процесу до 30 % відвальної породи, що сприяє підвищенню економічності збагачувального переділу за рахунок скорочення фронту подрібнення і флотації.

Гравітаційні процеси можуть використовуватися як самостійно, так і в поєднанні з іншими процесами збагачення: флотацією, промивкою, магнітною або електричною сепарацією та ін. Переробка корисних копалин у цих випадках здійснюється за більш складними технологічними схемами.

За широтою діапазону вихідних характеристик збагачуваної сировини, різноманітністю умов застосування у технологічних схемах збагачувальних фабрик, простотою виробничого комплексу, високою продуктивністю збагачувальних апаратів гравітаційні процеси перевершують багато інших процесів збагачення і забезпечують ефективне розділення мінеральних сумішей при відносно низьких матеріальних, трудових і енергетичних витратах.

1.2. МІНЕРАЛИ, ЯКІ ЗБАГАЧУЮТЬ ГРАВІТАЦІЙНИМИ ПРОЦЕСАМИ

Гравітаційні процеси збагачення є основними при переробці багатих корисних копалин.

При гравітаційному розділенні використовуються відмінності у властивостях мінералів за густиною, крупністю і формою зерен.

Густина мінералу – маса одиниці об'єму мінералу; на практиці визначається як відношення маси зерна в моноліті до його об'єму:

$$\delta = m / W, \quad (1.1)$$

де δ – густина мінералу, кг/м³; m – маса зерна, кг; W – об'єм зерна, м³.

За абсолютною величиною густина мінералів, які збагачуються гравітаційними процесами складає від 1300 до 19000 кг/м³. Відомості про густину деяких мінералів наведені в табл. 1.1.

Таблиця 1.1 – Густина деяких мінералів

Мінерал	Хімічна формула	Густина, кг/м ³	Корисний компонент	Вміст корисного компонента в мінералі, %
Золото самородне	Au	16000-19000	Au	до 99,7
Платина самородна	Pt	14000-19000	Pt	до 96,0
Галеніт	PbS	7400-7600	Pb	86,6
Вольфраміт	(Fe, Mn) WO ₄	7100-7400	WO ₃	до 75,0
Каситерит	SnO ₂	6900-7000	Sn	78,8
Гематит	Fe ₂ O ₃	5000-5200	Fe	70,0
Пірит	FeS ₂	4900-5200	S	53,4
Піролюзит	MnO ₂	4800-5000	Mn	до 63,0
Циркон	ZrSiO ₄	4700-4800	ZrO ₂	67,0
Хроміт	FeO · Cr ₂ O ₃	4600-4800	Cr ₂ O ₃	до 65,0
Барит	BaSO ₄	4300-4500	BaO	65,7
Халькопірит	CuFeS ₂	4100-4300	Cu	34,5
Сфалерит	ZnS	3900-4100	Zn	67,0
Флюорит	CaF ₂	3000-3100	F	48,9
Магнезит	MgCO ₃	3000-3060	MgO	47,8
Кальцит	CaCO ₃	2700-2730	CaO	56,0
Каолініт	Al ₂ O ₃ 2SiO ₂ 2H ₂ O	2600-2700	Al ₂ O ₃	39,5
Кварц	SiO ₂	2500-2650	SiO ₂	до 100,0
Антрацит	C	1600-2200	C	до 100,0
Вугілля	C	1300-1800	C	до 100,0

Однак для практики гравітаційного збагачення має значення не тільки абсолютна величина густини збагачуваних мінералів, але, - що навіть важливіше, - розходження в густині розділюваних фракцій. Чим більше розходження в густині мінералів, які розділяються, тим ефективніше і легше здійснюється їхнє розділення.

Крупність мінеральних зерен оцінюється лінійним розміром, так званим еквівалентним діаметром (d_e), що визначається як діаметр кулі, рівновеликої за об'ємом реальному мінеральному зерну неправильної форми:

$$W = \pi d_e^3 / 6, \quad (1.2)$$

звідки

$$d_e = \sqrt[3]{\frac{6W}{\pi}} = \sqrt[3]{\frac{6m}{\pi\delta}} = 1,24 \cdot \sqrt[3]{\frac{m}{\delta}} \quad (1.3)$$

Крім того, крупність окремих зерен мінералу може бути визначена як середнє арифметичне або середнє геометричне розмірів зерен у тривимірному просторі (по осях X, Y, Z).

Крупність матеріалів оцінюється їх гранулометричним складом.

При гравітаційному збагаченні зі зменшенням крупності зерен мінеральної суміші зростають витрати на проведення процесу і знижується його ефективність.

Форма мінеральних зерен характеризується коефіцієнтом сферичності ϕ , що являє собою відношення величини поверхні кулі S_K до величини поверхні рівновеликого йому за об'ємом зерна неправильної форми S :

$$\phi = S_K / S. \quad (1.4)$$

Форма зерен залежить від природи мінералів. Мінеральні зерна корінних родовищ мають різну неправильну форму: кубічну (магнетит), кутасту (вугілля), пластинчасту (сланець), голчасту (азбест). Зерна мінералів розсипних родовищ під впливом руслових потоків набувають обкатаної форми, близької до сферичної.

Коефіцієнт сферичності мінеральних зерен наведений у таблиці 1.2.

Таблиця 1.2 - Коефіцієнт сферичності мінеральних зерен

Форма зерен	ϕ	Форма зерен	ϕ
Пластинчаста	0,2 – 0,6	Кубічна	0,7 - 0,8
Голчаста	0,6 – 0,7	Кутаста	0,8
Довгаста	0,6 – 0,8	Округлена, обкатана	0,8 – 0,9
Циліндрична	0,7 – 0,8	Сферична	1,0

Звичайно коефіцієнт сферичності мінеральних зерен $\phi \leq 1$. Чим більше наближається форма зерна до сфери, тим більша швидкість його руху в середовищі в порівнянні зі швидкістю руху зерен іншої форми. При гравітаційному збагаченні найбільш сприятливий варіант має місце в тому випадку, якщо зерна мінералу більшої густини будуть мати округлу форму, близьку до сферичної, а зерна мінералу меншої густини – плоску форму, близьку до пластинчастої.

1.3. СЕРЕДОВИЩА ГРАВІТАЦІЙНИХ ПРОЦЕСІВ

При гравітаційному збагаченні корисних копалин як середовища використовують воду, повітря, важкі рідини і суспензії, розчини електrolітів. Реологічні властивості середовищ, що впливають на результати розділення: густина, в'язкість і стійкість.

Густина середовища – відношення маси середовища до його об'єму:

$$\Delta = m^* / W^*, \quad (1.5)$$

де Δ – густина середовища, кг/м³; m^* – маса середовища, кг; W^* – об'єм середовища, м³.

Найчастіше як середовище при гравітаційному розділенні корисних копалин використовується вода, густина якої за нормальних умов (тиск $p = 0,1$ МПа; температура $T = 293^\circ\text{K}$) складає 1000 кг/м³. Густина повітря в нормальних умовах – 1,23 кг/м³.

Характеристики деяких важких рідин, застосовуваних в основному для аналізів і вивчення збагачуваності корисних копалин, наведені в табл. 1.3.

Таблиця 1.3 – Характеристики важких рідин

Назва	Хімічна формула	Густина, кг/м ³	Розчинність у				
			воді	спирті	бензині	бензолі	ефірі
Хлористий кальцій	CaCl ₂	1650	+	-	-	-	-
Хлористий цинк	ZnCl ₂	2070	+	-	-	-	-
Хлорне олово	SnCl ₄	2880	+	-	-	-	-
Бромоформ	CHBr ₃	2890	+	+	+	+	+
Тетраброметан	C ₂ H ₂ Br ₄	2960	-	+	+	+	+
Рідина Туле	HgI ₂ + KI	3170	+	-	-	-	-
Йодистий метилен	CH ₂ I ₂	3320	-	+	+	+	+
Рідина Сушина-Рорбаха	BaI ₂ + HgI ₂	3500	+	+	+	+	+
Срібно-барієвий йодид	BaI ₂ + HgI ₂ + AgI	3500	+	-	-	-	-
Рідина Клерічі	CH ₂ (COOTl) ₂ ·HCOOTl	4200	+	-	-	-	-

Примітки.

1. У табл.1.3 зазначена максимальна густина розчину, що може бути отримана при розчиненні даної речовини.
2. Знак “+” показує, що речовина розчинна в зазначеному розчиннику, знак “-”, що вона нерозчинна.

Важка рідина повинна відповідати наступним вимогам:

- густина рідини повинна бути значно більшою густини легкого мінералу, повинна бути регульованою і не повинна змінюватися з часом;
- в'язкість рідини і її розчинність у воді повинні бути мінімальними;
- токсичність рідини повинна бути в межах санітарних норм і вона не повинна взаємодіяти з розділюваними мінералами;
- рідина повинна мати високу здатність до регенерації, а її вартість не повинна бути високою.

Найбільш повно цим вимогам відповідає тетраброметан (нетоксичний, недорогий, не розчинюється в воді і т.д.).

Аналогічні вимоги висуваються і до суспензій. Крім того, суспензії не повинні бути абразивними.

Густина суспензій визначається густиною обважнювача і його об'ємним вмістом у суспензії:

$$\Delta_c = \Delta + (\delta_o - \Delta)c_o \quad (1.6)$$

або

$$\Delta_c = (1 - c_o)\Delta + \delta_o c_o, \quad (1.7)$$

де Δ_c , Δ , δ_o - густина суспензії, води і обважнювача, кг/м^3 ; c_o – об'ємна концентрація обважнювача в суспензії, частки од.

Для приготування суспензії з заданими реологічними властивостями обважнювач повинний задовольняти наступним вимогам:

- густина обважнювача повинна бути достатньою для готування стійкої нев'язкої суспензії заданої густини;
- обважнювач повинен легко регенеруватися і не реагувати з водою;
- обважнювач повинен бути нетоксичним, недорогим і недефіцитним.

У практиці гравітаційного збагачення для приготування суспензій на вуглезбагачувальних фабриках використовують магнетитовий концентрат густиною $4400 - 4700 \text{ кг/м}^3$, на рудозбагачувальних фабриках – феросиліцій густиною $6800 - 7200 \text{ кг/м}^3$, які задовольняють усім вимогам до обважнювачів.

В'язкість – властивість середовищ чинити опір відносному руху їхніх сусідніх елементарних шарів. Причина опорів, що виникають при русі рідин, є внутрішнє тертя між сусідніми дотичними шарами. Таким чином, для взаємного переміщення частинок реальної рідини необхідна деяка витрата енергії.

Відповідно до закону Ньютона сили внутрішнього тертя, що виникають між сусідніми рухомими шарами рідини, прямо пропорційні швидкості відносного руху і площі поверхні зіткнення:

$$F_T = S \mu \frac{du}{dh}, \text{ Н}, \quad (1.8)$$

де F_T - сила внутрішнього тертя, Н; S - площа дотичних шарів, м^2 ; μ - динамічний коефіцієнт в'язкості, $\text{Па}\cdot\text{с}$; du - різниця швидкостей руху сусідніх елементарних дотичних шарів, м/с ; dh - відстань між осями сусідніх елементарних шарів, м ; du/dh - градієнт швидкості, с^{-1} .

Поняття «в'язкість» характерне лише для динамічно рухливих середовищ, тому що з припиненням руху середовища швидкість ковзання шарів один відносно одного стає рівною нулю і сила внутрішнього тертя зникає. Сили внутрішнього тертя не залежать від тиску, але залежать від різновиду середовища. З підвищенням температури

в'язкість рідини зменшується, а газу – збільшується. При нормальних умовах динамічний коефіцієнт в'язкості води $\mu = 0,001$ Па·с, а повітря $\mu = 0,000018$ Па·с.

В'язкість суспензії збільшується зі зростанням об'ємної концентрації обважнювача і його дисперсності і не залежить від природи обважнювача і його густини. Динамічний коефіцієнт в'язкості суспензії при об'ємній концентрації обважнювача до 40 % визначається за формулою Ванда:

$$\mu_c = \mu_0(1 + 2,5c_o + 7,35c_o^2 + 16,2c_o^3 + \dots), \quad (1.9)$$

де μ_c , μ_0 - динамічні коефіцієнти в'язкості суспензії і води, Па·с; c_o - об'ємна концентрація обважнювача, частки од.

Збільшення в'язкості розділового середовища при гравітаційному збагаченні приводить до зниження ефективності процесу. Магнетитові суспензії при високому вмісті обважнювача, наявності шламу і глини стають структурно в'язкими. У таких суспензіях погіршується процес розділення корисної копалини, особливо дрібних зерен, що не тонуть і не спливають, тому що не можуть перебороти опір середовища.

Нормальні умови розділення забезпечуються при динамічній в'язкості розділового середовища, яка не перевищує 0,007 Па·с.

Стійкість суспензії – здатність її зберігати задану густину у різних по висоті шарах. Безструктурні суспензії, які застосовуються найбільш часто в практиці гравітаційного збагачення, є вкрай нестабільними системами. В міру збільшення структуроутворення або підвищення вмісту в ній твердого підвищується і її стійкість.

Ступінь стійкості суспензії багато в чому визначає конструкцію збагачувального обладнання, режим і умови його роботи, точність розділення корисної копалини. Підвищення стійкості суспензій може бути досягнуто різними способами: створенням висхідних і горизонтальних потоків; застосуванням обважнювачів визначеного складу; додаванням реагентів-пептизаторів; фізико-механічними впливами.

Метод стабілізації суспензії шляхом створення в робочій зоні сепаратора висхідних і горизонтальних потоків є основним і тому найпоширенішим. Висхідний потік підвищує густину розділення в

порівнянні з густиною суспензії, що подається у сепаратор. Тому, щоб не знизити точність розділення, при виборі швидкості висхідного потоку враховують тип сепаратора, склад збагачуваного матеріалу, тип обважнювача.

Стійкість суспензії підвищується при додаванні в неї тонких класів обважнювача і рудних шламів. Іноді додають 1 – 3 % глинистих матеріалів або застосовують суміш порошків матеріалів різної густини (наприклад, суміш феросиліцію з магнетитом або з піротином).

Підвищення стійкості суспензій при одночасному зниженні їхньої в'язкості на 15–35 % може бути досягнуто застосуванням реагентів-пептизаторів, що знижують ефект “злипаємості” частинок. Найбільш ефективні гексаметафосфат і триполіфосфат натрію. Реагенти-пептизатори застосовують при значному вмісті шламів в суспензіях і при збагаченні в суспензіях підвищеної густини (понад 2000 кг/м³). Вміст реагентів-пептизаторів у суспензії не повинен перевищувати 0,001–0,5 % від маси обважнювача.

Стійкість суспензії може бути підвищена при одночасному зниженні її в'язкості на 30–40 % за рахунок фізико-механічних впливів (напр., за рахунок коливань з частотою 5–8 Гц і амплітудою 6–10 мм).

Контрольні запитання

- 1. Які процеси збагачення зараховують до гравітаційних?*
- 2. Які основні властивості мінералів використовуються при гравітаційних процесах?*
- 3. Які основні властивості середовищ використовуються при гравітаційних процесах?*
- 4. Який вплив властивостей мінералів і середовищ на результати гравітаційних процесів?*

2. ФІЗИЧНІ ОСНОВИ ГРАВІТАЦІЙНИХ ПРОЦЕСІВ

Мета розділу: вивчення закономірності вільного і стисненого руху тіл у середовищі.

При русі в рідинах, мінеральних суспензіях, газах тверде тіло обтікається середовищем. На частинки, що рухаються в середовищі, діють сили, величина яких залежить від фізичних властивостей середовища (його густини і в'язкості), а також від швидкості руху частинок, їхнього розміру і густини. Під дією цього комплексу сил частинки, що відрізняються розділовими властивостями, переміщаються за різними траєкторіями доти поки не відбудеться їхнє розділення, після чого кожна група частинок виділяється з процесу окремо.

Основним критерієм оцінки параметрів руху частинки служить швидкість її переміщення в середовищі. Якщо швидкість руху тіла щодо середовища невелика, відбувається безвідривне обтікання; опір руху тіла обумовлено в основному силами тертя. Зі збільшенням швидкості руху обтікання тіла відбувається вихроутворення, яке тим інтенсивніше, чим більша швидкість обтікання і шорсткість тіла. У цьому випадку переважає інерційний опір. Опір тертя переважає при ламінарних режимах руху, інерційний – при турбулентних.

Вивчення закономірностей руху тіл у середовищах виконують з урахуванням вільних і стиснених умов. Результати вивчення закономірностей руху частинок у рідинах, суспензіях і газах використовуються при розробці теорії гравітаційних процесів, розрахунку апаратів гравітаційного розділення.

2.1. ЗАКОНОМІРНОСТІ ВІЛЬНОГО РУХУ ТІЛ У СЕРЕДОВИЩІ

Вільним називається падіння окремих ізольованих одна від одної частинок у необмеженому об'ємі середовища.

Швидкість вільного падіння тіл у середовищах визначається взаємодією сил:

- гравітаційної

$$F_1 = \pi d^3 (\delta - \Delta) g / 6, \text{ Н}, \quad (2.1)$$

де d – еквівалентний діаметр кулі рівновеликої за об'ємом реальному тілу, м; δ – густина тіла, кг/м^3 ; Δ – густина середовища, кг/м^3 ; g – прискорення вільного падіння, м/с^2 ;

- гідродинамічного опору

$$F_2 = \psi V^2 d^2 \Delta, \text{ Н}, \quad (2.2)$$

де ψ – коефіцієнт гідродинамічного опору середовища рухомому тілу; V – швидкість тіла в середовищі, м/с.

Сила опору середовища рухомому в ньому тілу залежить від режиму руху – ламінарного або турбулентного. Режим руху характеризується безрозмірним параметром – числом Рейнольдса:

$$Re = Vd\Delta / \mu, \quad (2.3)$$

де μ – динамічний коефіцієнт в'язкості, Па · с.

Ламінарний режим обтікання відбувається при невеликих швидкостях руху ($Re < 1$) частинок малої крупності ($d < 0,1$ мм). При ламінарному обтіканні елементарні шари середовища плавно сходять з тіла і не утворюють вихрів. У цьому випадку сила в'язкісного опору середовища обумовлюється силами тертя, що виникають у ньому внаслідок різниці швидкостей руху окремих елементарних шарів, і описується законом Стокса:

$$F_2^* = 3\pi\mu Vd. \quad (2.4)$$

Якщо динамічний коефіцієнт в'язкості μ представити з використанням формули (2.3) як:

$$\mu = Vd\Delta / Re,$$

то рівняння (2.4) можна перетворити в такий спосіб:

$$F_2^* = 3\pi V^2 d^2 \Delta / Re. \quad (2.5)$$

Турбулентний режим обтікання характерний для високих швидкостей руху ($Re > 1000$) великих частинок ($d > 2$ мм). Турбулентне обтікання супроводжується утворенням вихорів за рухомим тілом. Вихроутворення тим інтенсивніше, чим складніша конфігурація тіла і чим більша шорсткість його поверхні і швидкість обтікання. У результаті вихроутворення за рухомим тілом утворюється простір зі зниженим тиском. Різниця тисків визначає динамічний або інерційний опір середовища рухомому тілу, який описується законом Ньютона-Ріттингера:

$$F_2^{**} = \pi V^2 d^2 \Delta / 16. \quad (2.6)$$

Закони Стокса і Ньютона-Ріттингера кожний окремо не відбивають повної картини опору середовища рухомому тілу. Тіло випробовує одночасно вплив двох опорів, але в різному ступені. При параметрах Рейнольдса $Re < 1$ переважає дія сил в'язкості, при параметрах Рейнольдса $Re > 1000$ переважає дія сил інерції.

Для проміжної області значень параметра Рейнольдса $1 \leq Re \leq 1000$, що відповідають швидкостям руху частинок крупністю $0,1 \leq d \leq 2$ мм, Аллен запропонував визначати опір тілу за формулою:

$$F_2''' = 5\pi V^2 d^2 \Delta / (8 \sqrt{Re}) . \quad (2.7)$$

Формули (2.5) – (2.7) показують, що опір, який чинить середовище рухомому тілу, залежить від густини середовища, швидкості руху і крупності тіла. При цьому коефіцієнт гідродинамічного опору середовища залежно від режиму руху приймає значення:

$$\begin{aligned} \psi &= \pi / 16 - \text{рух у турбулентній області;} \\ \psi &= 5\pi / (8 \sqrt{Re}) - \text{рух у проміжній області;} \\ \psi &= 3\pi / Re - \text{рух у ламінарній області.} \end{aligned}$$

У результаті узагальнення експериментальних даних Релеєм була отримана діаграма залежності коефіцієнта опору від параметра Рейнольдса $\psi = f(Re)$ для різних режимів руху кулястих тіл у воді, повітрі, важких рідинах і т.п. (рис. 2.1). Плавний вид кривої вказує на поступовий перехід від ламінарного режиму до турбулентного при зміні параметра Рейнольдса.

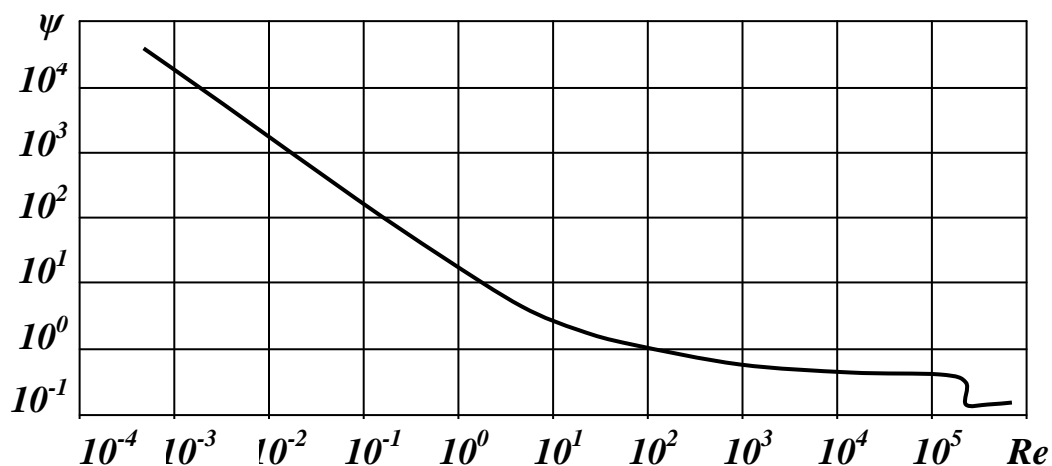


Рис. 2.1 – Залежність коефіцієнта ψ від параметру Re .

Для практичних цілей застосувати діаграму Релея досить складно і, крім того, визначення, виконані з її використанням, не виключають похибок, як і при будь-якому іншому графічному методі.

Запропоновано багато рівнянь для опису різних ділянок кривої $\psi = f(Re)$. Наприклад, для вільних умов падіння тіл і чисел $Re < 6000$ В.А.Олевським запропоноване рівняння:

$$\psi = 3\pi / Re + (3 / Re)^{0,5} + 1/8. \quad (2.8)$$

При значеннях чисел $Re > 6000$ рівняння (2.8) дає занижені значення коефіцієнту опору ψ .

Аналітичний вираз для визначення швидкості руху тіла в середовищі з урахуванням основних сил – гравітаційної (2.1) і опору (2.2), може бути отриманий з рівняння:

$$F = F_{zp} - F_{on}.$$

При $F = ma$ в диференціальній формі це рівняння має вигляд:

$$m \frac{\partial V}{\partial t} = \frac{\pi d^3}{6} (\delta - \Delta) g - \psi V^2 d^2 \Delta. \quad (2.9)$$

При $m = \pi d^3 \delta / 6$ прискорення падаючого в середовищі тіла складає:

$$\frac{\partial V}{\partial t} = \frac{\delta - \Delta}{\delta} g - \frac{6\psi V^2 \Delta}{\pi d \delta}, \text{ м/с}^2. \quad (2.10)$$

Спочатку тіло рухається в середовищі прискорено, тому що його сила ваги перевищує силу опору середовища. Цей момент часу малий і вимірюється частками секунди:

$$t_0 = 2,5 V_0 / g_0, \text{ с}, \quad (2.11)$$

де t_0 – час досягнення кінцевої швидкості руху, с; V_0 – кінцева швидкість руху тіла, м/с; g_0 – початкове прискорення, м/с²:

$$g_0 = \frac{\delta - \Delta}{\delta} g, \text{ м/с}^2. \quad (2.12)$$

За час t_0 тіло проходить шлях L_0 :

$$L_0 = 1,8 V_0^2 / g_0, \text{ м}. \quad (2.13)$$

Після закінчення проміжку часу t_0 настає рівновага сил і тіло рухається рівномірно зі швидкістю $V_0 = \text{const}$, що називається *кінцевою швидкістю вільного падіння*. Прискорення тіла при $V_0 = \text{const}$ до-

рівнює нулю. З рівняння (2.10) кінцева швидкість падіння тіла в середовищі становить:

$$V_0 = \sqrt{\frac{\pi d (\delta - \Delta) g}{6 \psi \Delta}}, \text{ м/с.} \quad (2.14)$$

З урахуванням коефіцієнта опору ψ можуть бути отримані вирази для визначення швидкості руху тіл у різних режимах:

- у турбулентному – $\psi = \pi / 16$:

$$V_0 = 5,11 \cdot \sqrt{\frac{d (\delta - \Delta)}{\Delta}}, \text{ м/с ;} \quad (2.15)$$

- у перехідному – $\psi = 5\pi / (8\sqrt{Re})$:

$$V_0 = 1,13d \cdot \sqrt[3]{\frac{(\delta - \Delta)^2}{\mu \Delta}}, \text{ м/с ;} \quad (2.16)$$

- у ламінарному – $\psi = 3\pi / Re$:

$$V_0 = 0,545d^2 \cdot \frac{\delta - \Delta}{\mu}, \text{ м/с .} \quad (2.17)$$

Аналіз формул (2.15) – (2.17) показує, що зміна температури рідини не позначиться на швидкості руху частинки в турбулентному режимі, слабо позначиться – у перехідному й істотно – у ламінарному.

П.В. Лященко розробив універсальний метод визначення кінцевої швидкості руху тіл будь-якої крупності, густини і форми в різних режимах. На основі діаграми Релея побудована в логарифмічних координатах діаграма $Re^2\psi = f(Re)$ (рис. 2.2). Визначення кінцевої швидкості полягає в тому, що при відомих параметрах частинки і середовища розраховується параметр $Re^2\psi$:

$$Re^2\psi = \pi d^3 (\delta - \Delta) g \Delta / (6\mu^2). \quad (2.18)$$

Потім за діаграмою (рис. 2.2) знаходять значення Re , після чого з використанням формули (2.3) визначають кінцеву швидкість:

$$V_0 = Re\mu / d\Delta . \quad (2.19)$$

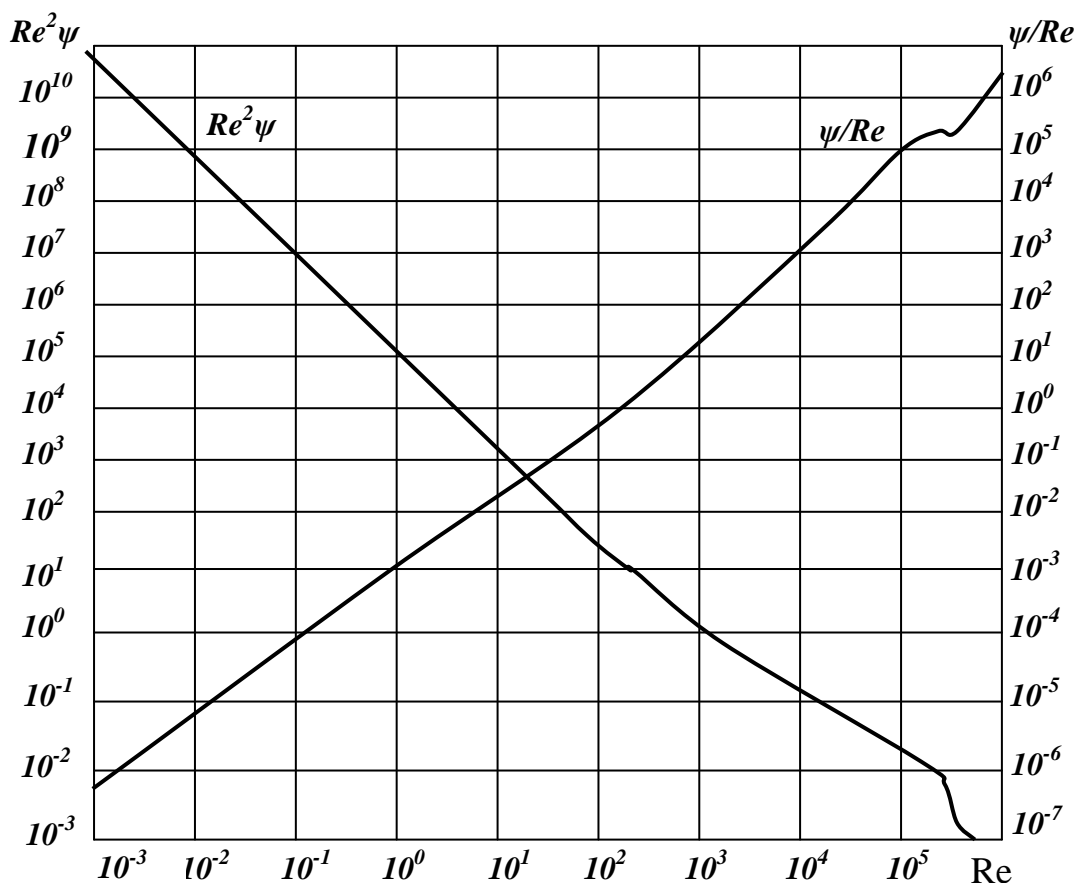


Рис. 2.2 – Залежність параметрів $Re^2\psi$ і ψ/Re від параметра Re .

За методом Т.Г. Фоменка кінцеві швидкості падіння частинок у середовищі визначають з використанням параметра Архімеда:

$$Ar = d^3(\delta - \Delta)g\Delta / \mu^2. \quad (2.20)$$

Потім за діаграмою $\psi = f(Ar)$ (рис. 2.3) або за формулою (2.21) знаходять значення коефіцієнта опору ψ і розраховують кінцеву швидкість падіння частинки (2.22):

$$\psi = \exp(4,913 Ar^{-0,154}); \quad (2.21)$$

$$V_0 = \sqrt{\frac{4d(\delta - \Delta)}{3\psi\Delta}}, \text{ м/с.} \quad (2.22)$$

При груповому русі мінеральних частинок різної густини і крупності завжди існує деяка кількість частинок, що мають однакові швидкості руху в середовищі. Наприклад, частинка вугілля з параметрами: $\delta_B = 1500 \text{ кг/м}^3$, $d_B = 8 \text{ мм}$ і частинка породи з параметрами $\delta_{II} = 1800 \text{ кг/м}^3$, $d_{II} = 5 \text{ мм}$ мають однакові швидкості руху.

Частинки, що при різній густині і крупності мають однакову кінцеву швидкість падіння в одному і тому ж середовищі, називаються рівнопадаючими, а відношення їхніх діаметрів – коефіцієнтом рівнопадання e :

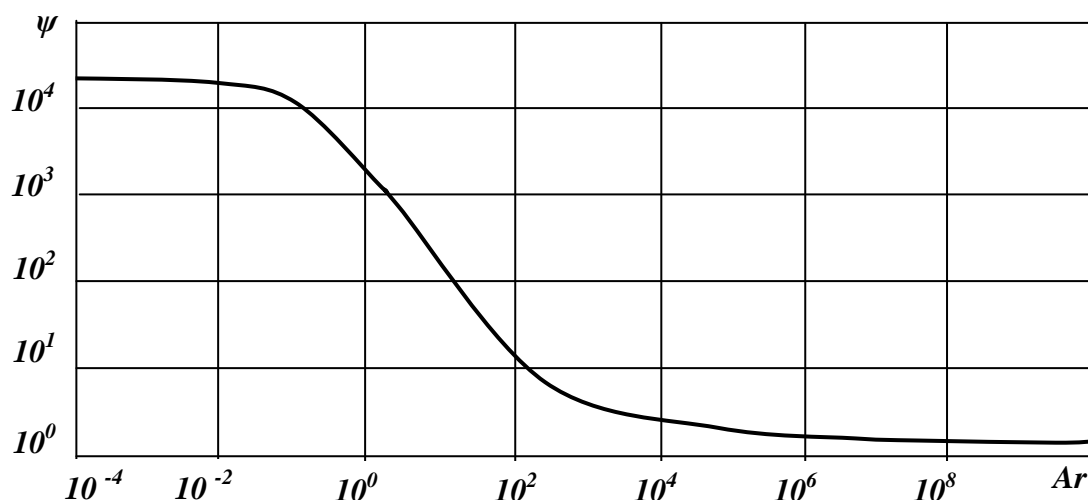


Рис. 2.3 – Залежність коефіцієнта ψ від параметру Ar .

$$e = d_1 / d_2 = Re_1 / Re_2 \quad (2.23)$$

де індекс «1» відноситься до частинок меншої густини, індекс «2» – до частинок більшої густини. Використання співвідношення $e = Re_1 / Re_2$ рівнозначно співвідношенню $e = d_1 / d_2$, тому що числа Рейнольдса Re_1 і Re_2 (2.3) відрізняються лише розмірами частинок.

З умови рівності кінцевих швидкостей руху частинок коефіцієнт рівнопадання може бути обчислений з використанням густини частинок і середовища:

$$e = [(\delta_2 - \Delta) / (\delta_1 - \Delta)]^n. \quad (2.24)$$

де n – показник степені, що залежить від режиму руху частинок; при русі в турбулентній області $n = 1$, у перехідній $n = 2/3$, у ламінарній $n = 0,5$.

За методом П.В. Ляценка коефіцієнт рівнопадання визначають з використанням параметра ψ / Re . Для частинки меншої густини параметр ψ / Re визначають за формулою:

$$\psi_1 / Re_1 = \pi g (\delta_1 - \Delta) \mu / (6 V_0^3 \Delta^2). \quad (2.25)$$

Потім по діаграмі $Re = f(\psi / Re)$ (рис. 2.2) знаходять число Рейнольдса для частинки меншої густини – Re_1 , з використанням якого визначають параметр ψ / Re для частинки більшої густини:

$$\psi_2/Re_2 = \psi_1 (\delta_2 - \Delta) / [Re_1 (\delta_1 - \Delta)] , \quad (2.26)$$

знаходять по діаграмі число Рейнольдса Re_2 і визначають коефіцієнт рівнопадання по співвідношенню між числами Рейнольдса за формулою (2.23).

За методом Т.Г.Фоменка для частинки меншої густини розраховують відношення:

$$\psi_1^3/Ar_1 = 64 \mu^2 (\delta_1 - \Delta)^2 g^2 / (27 V_0^6 \Delta^4) , \quad (2.27)$$

за цим відношенням по діаграмі (рис. 2.4) знаходять значення Ar_1 .

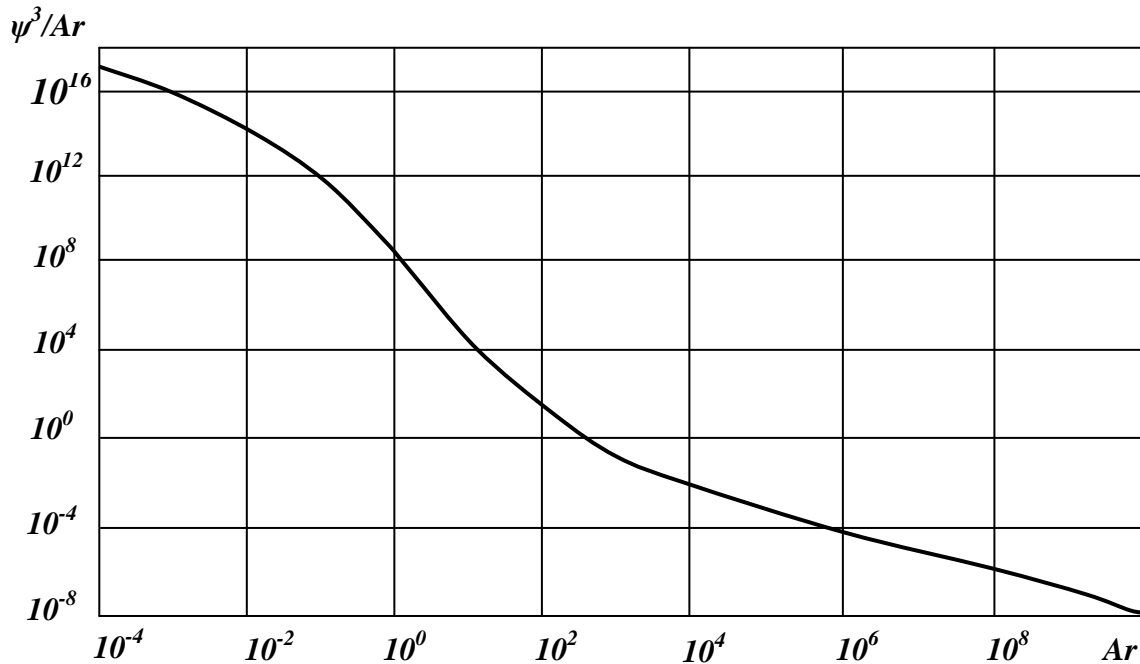


Рис. 2.4 – Залежність $Ar = f(\psi^3/Ar)$.

Для частинки більшої густини параметр ψ_2^3/Ar_2 визначають з використанням раніше обчисленого Ar_1 :

$$\psi_2^3/Ar_2 = \psi_1^3 (\delta_2 - \Delta)^2 / [Ar_1 (\delta_1 - \Delta)^2] \quad (2.28)$$

і по діаграмі $Ar = f(\psi^3/Ar)$ знаходять параметр Ar_2 . Для визначення діаметрів рівнопадаючих частинок параметри Ar_1 і Ar_2 підставляють у формулу:

$$d_i = \sqrt[3]{\frac{Ar_i \mu^2}{(\delta_i - \Delta) \Delta g}} . \quad (2.29)$$

Коефіцієнт рівнопадання визначається за формулою (2.23) як співвідношення діаметрів рівнопадаючих частинок.

2.2. ЗАКОНОМІРНОСТІ СТИСНЕНОГО РУХУ ТІЛ У СЕРЕДОВИЩІ

Закономірності вільного падіння ізольованого твердого тіла в необмеженому об'ємі середовища лише частково висвітлюють явища, що мають місце в гравітаційних процесах. При масовому русі частинок під впливом тих же сил, що і при вільному падінні, виникають більш складні гідродинамічні явища, обумовлені перемішуванням частинок у подовжньому і поперечному напрямках, тертям частинок одна об одну і стінки апарата, виникненням висхідних потоків середовища в проміжках між частинками. У результаті цього виникають додаткові сили опору, що різко змінюють характер руху кожної окремої частинки в порівнянні з умовами вільного падіння, унаслідок чого швидкість руху частинки значно зменшується.

Знання закономірностей стисненого руху маси частинок у середовищах використовується при рішенні багатьох практичних задач в галузі гравітаційного збагачення, гідротранспорту, процесів, що протікають у «киплячому» шарі.

Вивчення закономірностей стисненого падіння частинок базується на двох концепціях:

- *перша концепція* розглядає стиснене падіння як груповий рух частинок, що являють собою фільтраційне середовище, крізь яке рідина протікає у вертикальному напрямку знизу вгору;

- *друга концепція* розглядає стиснене падіння як падіння окремої частинки, що знаходиться в масі інших, при цьому за основу приймається швидкість вільного падіння, а умови стиснення враховуються поправочними коефіцієнтами.

Відповідно до цих концепцій запропоновано багато формул для визначення швидкості стисненого руху зерен у середовищах. Кожна з формул відбиває суть окремих явищ і базується на відповідних гіпотезах.

Характерною для першої концепції є формула, запропонована Б.В. Кізевальтером:

$$V_{cm} = M \frac{v(1-\Theta)}{d\varphi} L^n, \text{ м/с}, \quad (2.30)$$

де

$$L = \frac{g}{216} \cdot \frac{\delta - \Delta}{\Delta} \cdot \frac{d^3 \varphi^3}{v^2} \cdot \frac{\Theta^3}{(1-\Theta)^2}, \quad (2.31)$$

або

$$L = \frac{Ar}{216} \cdot \varphi^3 \cdot \frac{\Theta^3}{(1-\Theta)^2}, \quad (2.32)$$

де δ , Δ – густини частинки і середовища, кг/м^3 ; d – еквівалентний діаметр, м; Θ – коефіцієнт розпушення (об'ємний вміст рідкої фази в розглянутому об'ємі):

$$\Theta = W_{\text{ж}} / (W_{\text{ж}} + W_{\text{т}}); \quad (2.33)$$

φ – коефіцієнт сферичності; Ar – параметр Архімеда (2.20); ν – кінематичний коефіцієнт в'язкості, $\text{м}^2/\text{с}$:

$$\nu = \mu / \Delta; \quad (2.34)$$

M , n – коефіцієнти, що визначаються залежно від L (табл. 2.1).

Таблиця 2.1 – Параметри M і n

Коефіцієнт	L				
	7	7 - 17	17 - 750	750 - 5000	5000 - 130000
M	1,8	2,4	3,6	5,7	7,2
n	1,0	5/6	2/3	3/5	4/7

Формула (2.30) прийнятна при значеннях коефіцієнта розпушення $\Theta \leq 0,8$, коли сукупність падаючих тіл можна розглядати як фільтраційне середовище. При $\Theta > 0,8$ за формулою (2.30) одержують завищені результати, а при $\Theta = 1$ швидкість $V_{\text{см}}$ прямує до нескінченності.

Формули, що базуються на першій концепції, громіздкі, незручні для інженерного розрахунку, тому вони застосовуються значно рідше формул, що базуються на другій концепції.

Найбільш розповсюдженою формулою, що базується на другій концепції, є формула:

$$V_{\text{см}} = V_0 \Theta^m, \quad (2.35)$$

де $V_{\text{см}}$ і V_0 – швидкості стисненого і вільного падіння, м/с ; Θ – коефіцієнт розпушення, частки од.; m – показник степеня, що залежить від розміру, густини і форми частинок, а також від співвідношення розмірів частинок і апарата, у якому відбувається розділення, він приймає значення: $m = 1$ – у формулі Фінкея, $m = 2$ у формулі Ханкока, $m = 3$ – у формулі Ляценка.

Результати досліджень залежності показника степеня m від параметра Рейнольдса наведено на рис. 2.5. Як легко простежити, величина показника степеня m змінюється від 4,65 до 2,39 у діапазоні чисел Рейнольдса 0,3 – 500, поза цим діапазоном величина показника степеня має постійне значення: при $Re < 0,3$ $m = 4,65$; при $Re > 500$ $m = 2,39$.

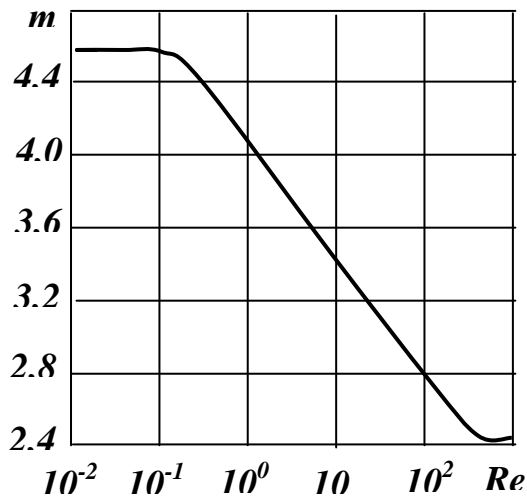


Рис. 2.5 – Залежність показника степеня m від параметра Рейнольдса.

Швидкості, розраховані за формулою Фінкея, завищені, за формулою Лященко – занижені. Формула Ханкока для частинок крупністю 0,1 – 12,5 мм дозволяє одержати результати близькі до фактичних.

Запропоновано ряд інших формул, що визначають швидкості стисненого падіння на основі різних гіпотез. На основі подібності падіння поєднаної маси частинок до падіння у важкій рідині Річардс запропонував формулу:

$$V_{cm} = 0,174 \sqrt{d(\delta - \Delta_{cp})}, \text{ м/с}, \quad (2.36)$$

де d – крупність частинок, м; δ і Δ_{cp} – густини частинок і середовища, кг/м³.

Відомий ряд формул для визначення швидкості стисненого падіння залежно від об'ємного вмісту твердої фази в пульпі:

– формула Стокса-Ейнштейна:

$$V_{cm} = V_0 / (1 - 2,5 C); \quad (2.37)$$

– формула Загустіна:

$$V_{cm} = V_0 (1 - 2,5 C); \quad (2.38)$$

– формула Годена:

$$V_{cm} = V_0 (1 - C^{0,67})(1 - C)(1 - 2,5 C), \quad (2.39)$$

де C – об'ємна концентрація твердої фази, частки од.

Формули (2.37) – (2.38) можуть бути використані при розрахунку швидкостей частинок крупністю $d > 1$ мм, формула (2.39) – частинок крупністю $d < 0,1$ мм і об'ємної концентрації твердої фази $C \leq 0,3$.

За методом Т.Г.Фоменка для обчислення швидкості стисненого падіння спочатку визначають параметр Архімеда (2.20), а потім по кривій $\psi_{cm} = f(Ar)$ (рис. 2.6) або за формулою (2.40) знаходять коефіцієнт ψ_{cm} :

$$\psi_{cm} = \exp(7,171 Ar^{-0,087}); \quad (2.40)$$

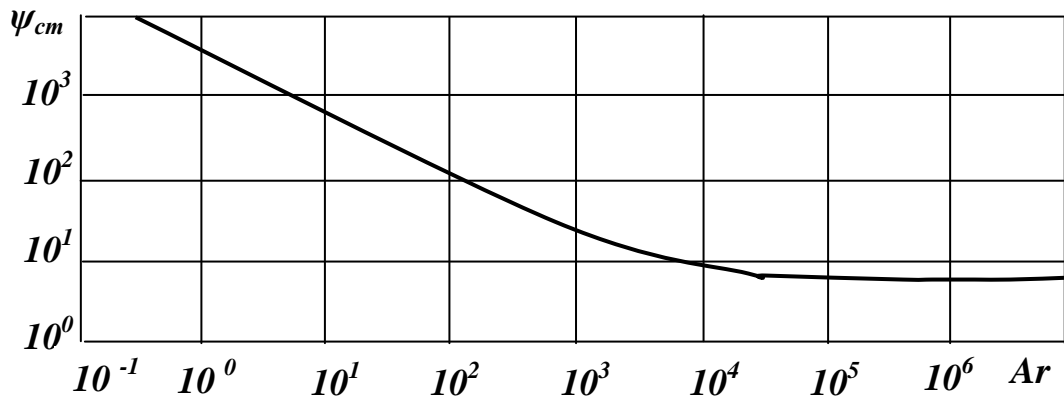


Рис. 2.6 – Залежність коефіцієнта $\psi_{ст}$ от параметра Ar .

Після визначення $\psi_{ст}$ розраховують швидкість стисненого падіння за формулою (2.22), замінивши в ній V_0 на $V_{ст}$ і ψ на $\psi_{ст}$. Результати розрахунку близькі до фактичного в діапазоні крупності частинок від 0,05 до 12,5 мм.

Коефіцієнт рівнопадання в умовах стисненого падіння визначається з урахуванням додаткових сил опору, які виникають при русі тіла. Додатковий опір враховується заміною у формулі (2.24) густини рідини Δ на густину середовища Δ_{CP} :

$$e = [(\delta_2 - \Delta_{CP}) / (\delta_1 - \Delta_{CP})]^n. \quad (2.41)$$

За методами П.В.Ляценка та Т.Г.Фоменка визначення коефіцієнта рівнопадання при стисненому падінні виконується за тією ж методикою, що й при вільному, але з поправкою на густину середовища, що змінилася.

Коефіцієнт рівнопадання частинок у стиснених умовах значно більший, ніж у вільних, що дозволяє розширити шкалу класифікації. Наприклад, для вугілля і породи у вільних умовах він дорівнює 3, а в стиснених умовах – 12.

Контрольні запитання

1. *Запишіть основні сили, під дією яких тіло рухається у середовищі.*
2. *Як визначити швидкість руху тіла в середовищі за методом П.В.Ляценка?*
3. *Як визначити швидкість руху тіла в середовищі за методом Т.Г.Фоменка?*
4. *Запишіть аналітичне рівняння для визначення швидкості руху тіла в середовищі.*
5. *Основні концепції і закономірності стисненого руху тіла в середовищі.*
6. *Рівнопадання і його вплив на процес розділення.*

3. ТЕОРЕТИЧНІ ОСНОВИ РОЗДІЛЕННЯ СИПКИХ ПРОДУКТІВ ЗА ГУСТИНОЮ

Мета розділу: вивчення теоретичних основ розділення корисних копалин за густиною.

3.1. ХАРАКТЕРИСТИКА ЗБАГАЧУВАНOSTІ КОРИСНОЇ КОПАЛИНИ

Вибір технологічної схеми збагачення корисної копалини залежить від характеристики її збагачуваності.

Збагачуваність – це гранично можлива точність розділення корисної копалини на відповідні продукти, яка не залежить від ефективності роботи збагачувальної машини.

Збагачуваність корисної копалини залежить від її мінералогічного, гранулометричного і фракційного складу.

Мінералогічний склад подає дані про мінерали, що складають гірничу масу, їхню кількість, форму і розмір зерен, ступінь зрощення мінералів один з одним. Характеристика вкраплення мінеральних домішок у корисній копалині впливає на вибір числа стадій збагачення. При малому вмісті зростків – схема одностадійна (без дроблення і дозбагачення промпродукту), у протилежному випадку – двостадійна або багатостадійна (із дробленням і дозбагаченням промпродуктів).

Крупність дроблення корисної копалини залежить від крупності і форми вкраплення мінералів і їх зрощення один з одним.

У тих випадках, коли розділові властивості мінералів виявляються близькими виконують дослідження їхніх фізичних властивостей. З урахуванням фізичних властивостей розглядається питання про вибір схеми і методу збагачення;

Гранулометричний склад містить інформацію про максимальну крупність сировини, співвідношення в ній класів крупності і дозволяє вирішити питання про вибір схеми підготовчих операцій. Дані про гранулометричний склад корисної копалини (напр., вугілля) можна подати або у вигляді таблиці ситового аналізу (табл. 3.1), або у вигляді сумарної характеристики крупності (рис. 3.1).

Вигляд сумарної характеристики крупності, побудованої по «+d», вказує на перевагу тих або інших класів крупності в збагачуваному матеріалі. Увігнута характеристика «1» вказує на перевагу дрібних зерен, опукла «3» – на перевагу крупних, прямолінійна «2» – на рівномірний розподілення класів крупності.

Гранулометричний склад і зольність окремих класів вугілля впливають на вибір процесу і глибини збагачення. При вмісті крупних класів (+13 мм) понад 20 % доцільно використовувати важкосередовищну сепарацію. При малому вмісті крупних класів перевагу віддають відсадці. Крім того, якщо в крупних класах міститься понад 30 % породних фракцій, то незалежно від категорії збагачуваності рекомендується застосовувати важкосередовищну сепарацію.

Таблиця 3.1 – Ситовий аналіз вугілля

Клас, мм	Вихід (γ), %	Зольність (A^d), %
+25	γ_1	A_1
13-25	γ_2	A_2
0,5-13	γ_3	A_3
0-0,5	γ_4	A_4
Разом	100,0	A_{CP}

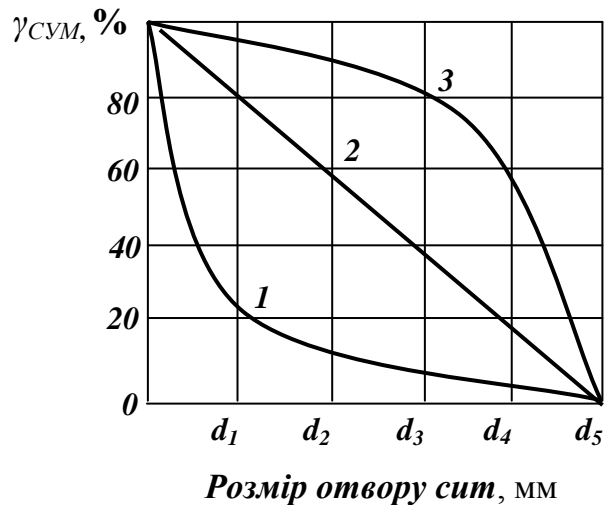


Рис. 3.1 – Сумарні характеристики крупності.

Вміст у вугіллі класу $-0,5$ мм і його зольність впливають на вибір схеми і глибини збагачення. Якщо вихід і зольність цього класу малі, то він підшихтовується до концентрату в незбагаченому виді.

Фракційний склад являє собою кількісну оцінку можливості розподілу вільних мінеральних зерен і зростків по фракціях різної густини і крупності. Гранично можлива точність розділення називається збагачуваністю. Для оцінки збагачуваності корисної копалини (напр., вугілля) за даними фракційного аналізу (табл. 3.2) будують криві збагачуваності (рис. 3.2).

Таблиця 3.2 – Фракційний аналіз вугілля і дані для побудови кривих збагачуваності

Густина фракцій, т/м ³	Вихідне вугілля		Фракції, що спливають		Фракції, що тонуть	
	γ , %	A , %	γ^B , %	A^B , %	γ^y , %	A^y , %
< 1,3	γ_1	A_1	$\gamma_1^B = \gamma_1$	$A_1^B = A_1$	100,0	A_{CP}
1,3-1,4	γ_2	A_2	γ_2^B	A_2^B	γ_5^y	A_5^y
1,4-1,5	γ_3	A_3	γ_3^B	A_3^B	γ_4^y	A_4^y
1,5-1,6	γ_4	A_4	γ_4^B	A_4^B	γ_3^y	A_3^y
1,6-1,8	γ_5	A_5	γ_5^B	A_5^B	γ_2^y	A_2^y
> 1,8	γ_6	A_6	100,0	A_{CP}	$\gamma_1^y = \gamma_6$	$A_1^y = A_6$
Разом	100,0	A_{CP}	-	-	-	-

Фракційний аналіз виконується послідовним розділенням проби матеріалу, що досліджується, в рідинах визначеної густини. Так, проби вугілля розшаровують в розчинах хлористого цинку густиною 1300, 1400, 1500, 1600 і 1800 кг/м³. Отримані фракції відмивають від розчину хлористого цинку, сушать, зважують і кожну з них аналізують на зольність. Результати фракційного аналізу записують в таблицю визначеної форми.

Криві збагачуваності будують у системі координат, де по осі нижній абсцис відкладають зольність фракцій (або вміст цінного мі-

нералу), по верхній осі абсцис – густину розділення, по лівій осі ординат – сумарний вихід фракцій, що спливли, по правій осі ординат – сумарний вихід фракцій, що потонули.

При розрахунку показників фракцій, що спливають, вирішують питання про те який вихід і зольність були б у фракції при послідовному підвищенні мінімальної густини розділення:

- вихід і зольність фракцій при мінімальній густині розділення 1300 кг/м³ (ці показники відомі):

$$\gamma_1^g = \gamma_1; \quad A_1^g = A_1;$$

- вихід і зольність фракцій при мінімальній густині розділення 1400 кг/м³ розраховують так:

$$\gamma_2^g = \gamma_1 + \gamma_2; \quad A_2^g = (\gamma_1 \cdot A_1 + \gamma_2 \cdot A_2) / \gamma_2^g;$$

- вихід і зольність фракцій при мінімальній густині розділення 1500 кг/м³ розраховують так:

$$\gamma_3^g = \gamma_1 + \gamma_2 + \gamma_3; \quad A_3^g = (\gamma_1 \cdot A_1 + \gamma_2 \cdot A_2 + \gamma_3 \cdot A_3) / \gamma_3^g;$$

і т.д. до $\gamma_6^g = 100\%$; $A_6^g = A_{cp}$;

При розрахунку показників фракцій, що тонуть, вирішують питання про те який вихід і зольність були б у фракції при послідовному зниженні максимальної густини розділення:

- вихід і зольність фракцій при максимальній густині розділення 1800 кг/м³ (ці показники відомі):

$$\gamma_1^y = \gamma_6; \quad A_1^y = A_6;$$

- вихід і зольність фракцій при максимальній густині розділення 1600 кг/м³ розраховують так:

$$\gamma_2^y = \gamma_6 + \gamma_5; \quad A_2^y = (\gamma_6 \cdot A_6 + \gamma_5 \cdot A_5) / \gamma_2^y;$$

- вихід і зольність фракцій при максимальній густині розділення 1500 кг/м³ розраховують так:

$$\gamma_3^y = \gamma_6 + \gamma_5 + \gamma_4; \quad A_3^y = (\gamma_6 \cdot A_6 + \gamma_5 \cdot A_5 + \gamma_4 \cdot A_4) / \gamma_3^y;$$

і т.д. до $\gamma_6^y = 100\%$; $A_6^y = A_{cp}$;

Криві збагачуваності показують залежності між основними технологічними показниками збагачення:

λ – залежність між сумарним виходом і зольністю елементарних фракцій;

β – залежність між сумарним виходом фракцій, що спливли, і їхньою зольністю;

θ – залежність між сумарним виходом фракцій, що потонули, і їхньою зольністю ;

δ – залежність між розділовою густиною і виходами фракцій.

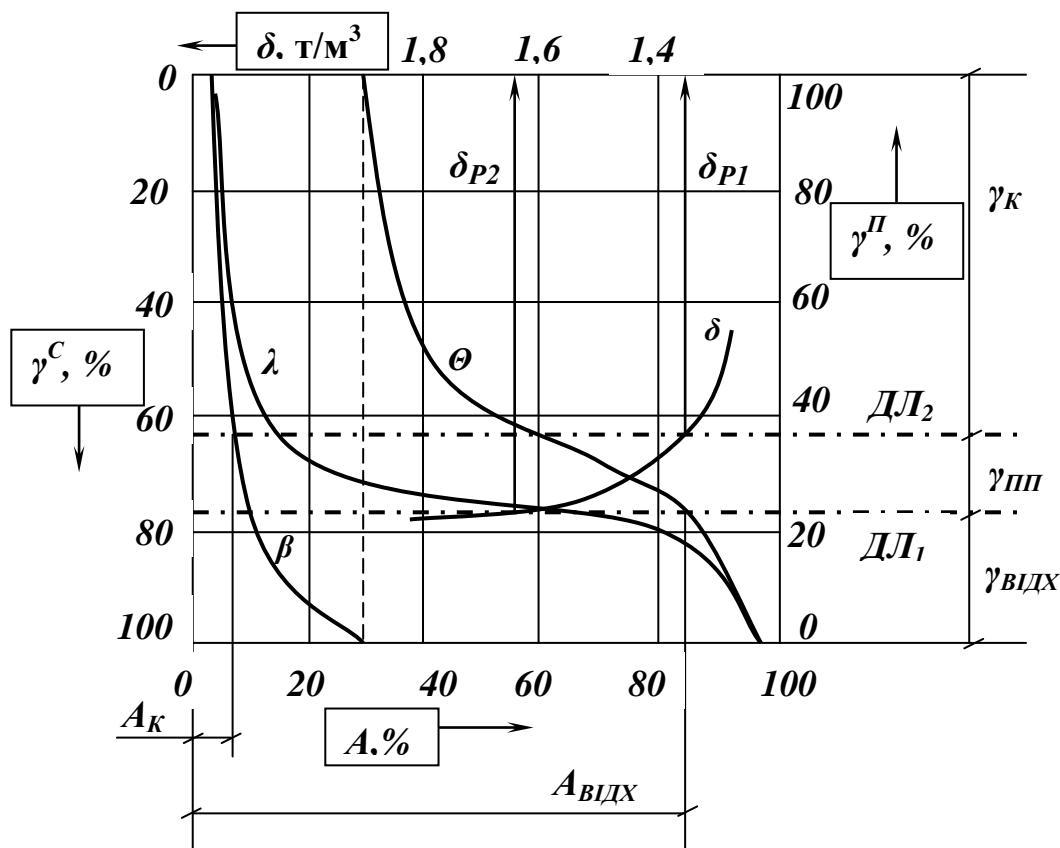


Рис. 3.2 – Криві збагачуваності вугілля.

Криві збагачуваності будуються в такій послідовності. Першою будується крива λ . Для цього будують прямокутники, які символізують кількість золи в кожній фракції (вертикальна сторона - γ_i , горизонтальна - A_i). Середні точки вертикальних сторін з'єднують плавною кривою таким чином, щоб площа під кривою (кількість золи) дорівнювала площі прямокутників. Кінці кривої λ не повинні доходити ні до 0 % (материнська зола), ні до 100 % (порода при контакті з вугіллям вуглефікується). Крива β будується по точках за показниками (γ_i^6 і A_i^6) фракцій, що спливають, крива Θ – по точках за показниками (γ_i^y і A_i^y) фракцій, що тонуть. Крива δ будується за даними виходу фракцій, що спливають, і мінімальній густині фракції.

За кривими збагачуваності визначають теоретичні показники збагачення корисної копалини, густину розділення, можливість шихтовки різновидів сировини. Крім того, по характеру кривої λ можна судити про збагачуваність матеріалу, що переробляється. Залежно від характеру кривої λ можна припустити три теоретичних випадки розділення матеріалу (рис. 3.3).

Крива λ , що зображена ламаною лінією, характеризує матеріал, який не містить зростків і в процесі збагачення ідеально розділяється на два продукти (рис. 3.3 а). Якщо крива λ має вигляд прямої лінії,

нахиленої під деяким кутом φ , це означає, що матеріал містить значну кількість зростків при нерівномірному вкрапленні корисного мінералу, збагачуваність такого матеріалу винятково важка (рис. 3.3 б). У тому випадку, коли крива λ зображена вертикальною прямою ($\varphi = 90^\circ$), матеріал збагатити неможливо, тому що вся його маса складається із найтонших зростків мінералів, що не руйнуються при подрібненні (рис. 3.3 в).

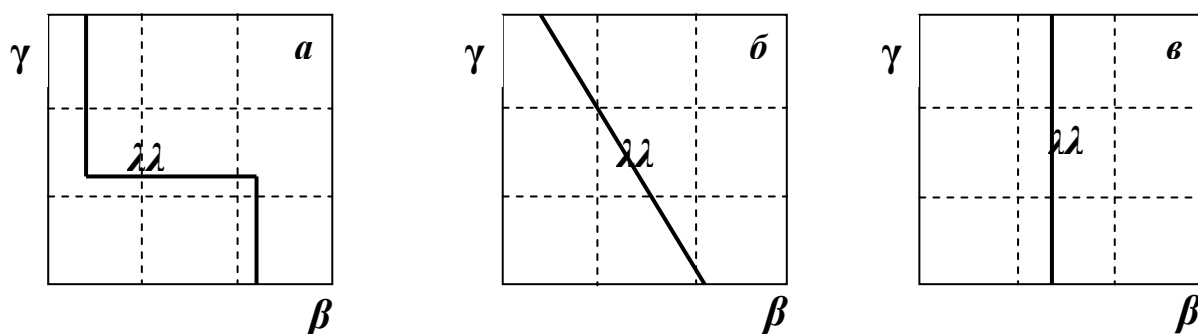


Рис. 3.3 – Вигляд теоретичних кривих λ .

Вплив категорії збагачуваності на вибір схеми переробки полягає у наступному: чим складніша збагачуваність корисної копалини, тим складнішою повинна бути схема збагачення і тим ефективнішими повинні бути використовувані в ній процеси збагачення.

При роздільному збагаченні двох машинних класів або корисних копалин двох шахт (кар'єрів) варіантів розділення може бути багато, але вибрати необхідно той, який дозволить одержати максимальний вихід концентрату заданої якості.

Відповідно до теореми про максимальний вихід концентрату: **«При заданій якості сумарного концентрату його максимальний вихід може бути отриманий тільки в тому випадку, якщо розділення окремих класів (або матеріалів) у кожній окремій операції здійснюється за елементарними фракціями з однаковою розділовою ознакою (наприклад, зольністю)».**

Так при збагаченні двох класів вугілля гравітаційної крупності будують криві збагачуваності не тільки цих класів, але й для їх шихти. На кривих збагачуваності для шихти при заданих сумарних зольностях концентрату і відходів визначають зольності елементарних фракцій розділення, які потім використовують на кривих збагачуваності машинних класів для визначення виходів і зольностей продуктів розділення цих класів. В цьому випадку вихід концентрату заданої зольності буде максимальним.

3.2. КЛАСИФІКАЦІЯ ВУГІЛЛЯ ЗА ЗБАГАЧУВАНІСТЮ

На даний час в практиці вуглезбагачення оцінку збагачуваності вугілля і його класифікацію за цією ознакою роблять за ГОСТ 10100-84. Відповідно до цього стандарту показник збагачуваності T визначається як відношення сумарного виходу проміжних фракцій до виходу безпородної маси.

$$T = 100\gamma_{nn} / (100 - \gamma_n), \%, \quad (3.1)$$

де γ_{nn} – вихід проміжних фракцій (густиною 1400 (1500) – 1800 кг/м³ – для кам'яного вугілля і 1800 – 2000 кг/м³ – для антрацитів), γ_n – вихід породних фракцій (густиною понад 1800 кг/м³ – для кам'яного вугілля і понад 2000 кг/м³ – для антрацитів).

Залежно від значення показника збагачуваності вугілля і антрацити підрозділяють на категорії збагачуваності від легкої до дуже важкої.

Розділення вугілля по категоріях збагачуваності наведено в табл. 3.3.

Таблиця 3.3 – Класифікація вугілля за збагачуваністю

Ступінь збагачуваності	Категорія збагачуваності	Показник збагачуваності, %
Легкий	1	До 5 вкл.
Середній	2	Більше 5 до 10 вкл.
Важкий	3	Більше 10 до 15 вкл.
Дуже важкий	4	Більше 15

Показник збагачуваності не відображає основних характеристик вугілля – зольності і виходу легких фракцій, що визначають можливу кількість і якість концентрату, а також режими розділення. У зв'язку з цим інститут УкрНДІВуглезбагачення (м. Луганськ) пропонує метод визначення індексу збагачуваності T по виходу і зольності легких фракцій:

$$T = aA_{\text{л}}^2 + b(100 - \gamma_{\text{л}})^2, \% \quad (3.2)$$

де $\gamma_{\text{л}}$ і $A_{\text{л}}$ – вихід і зольність легких фракцій, % ; a і b – емпіричні коефіцієнти (табл. 3.4).

Відповідно до індексу збагачуваності зроблена класифікація донецького вугілля в напрямку його технологічного використання. Залежно від властивостей вугілля може використовуватися для коксу-

вання і напівкоксування, енергетичних і комунально-побутових цілей, газифікації і гідрогенізації, при виробництві вапна, цегли і цементу і т.д. Найбільш жорсткі вимоги ставляться до якості концентратів коксівного вугілля. Тому при збагаченні коксівного вугілля повинні застосовуватися більш досконалі схеми і процеси. На коксохімічні заводи концентрати відвантажуються в нерозсортованому вигляді, вони повинні мати низький вміст золи, сірки і вологи.

Енергетичне вугілля збагачують за більш простими схемами і в тих випадках, коли це економічно вигідно. Малозольне енергетичне вугілля ($A^d < 12\%$) не збагачується. Енергетичне вугілля і вугілля для комунально-побутових потреб надходить споживачу в розсортованому виді. Класифікація вугільних концентратів і галузь їх можливого використання наведені в табл. 3.5.

Запропоновано велике число графічних і аналітичних методів оцінки збагачуваності. Усі графічні методи оцінки засновані на використанні кривих збагачуваності, що будуються за результатами фракційного аналізу. Однак усім графічним методам притаманний загальний недолік, що полягає в трудомісткості використання і істотній погрішності результатів.

Таблиця 3.4 – Емпіричні коефіцієнти a і b

Вугільний басейн	Коефіцієнт	
	a	b
Донецький: Кам'яне вугілля Антрацит	0,055 0,040	0,0011 0,0016
Львівсько- Волинський	0,016	0,0002

Таблиця 3.5 – Напрямки використання вугільних концентратів

Категорія збагачуваності	Індекс збагачуваності	Концентрати
I	$0 < T_0 \leq 1$	Чисті і дуже чисті
II	$1 < T_0 \leq 2$	Для виробництва коксу
III	$2 < T_0 \leq 3$	Теж саме, але вихід коксу менший
IV	$3 < T_0 \leq 4$	Для енергетичних потреб
V	$T_0 > 4$	Для енергетичних і комунально-побутових потреб

Аналітичні методи оцінки збагачуваності оперують, головним чином, виходами і зольностями фракцій (концентратної, промпродуктової і породної) при різних сполученнях зазначених параметрів, що також не дозволяє одержати досить точний критерій оцінки. Тому основним методом оцінки збагачуваності вугілля є стандартний за ГОСТ 10100-84.

3.3. ОЦІНКА ЕФЕКТИВНОСТІ ЗБАГАЧЕННЯ ЗА КРИВИМИ РОЗДІЛЕННЯ ТРОМПА

Перехід від теоретичних показників до практичних може бути зроблений на основі властивості усім гравітаційним методам закономірності вилучення фракцій різної густини в продукти збагачення. У практичних умовах при недосконалій точності розділення в продукти збагачення будуть потрапляти сторонні фракції. Ефективність роботи машин гравітаційного збагачення визначають з використанням кривих розділення за Тромпом, що показують залежність між вилученням фракцій ε і їх середньою густиною δ_{CP} . Криві розділення (рис. 3.4) будують за результатами фракційного аналізу вихідного продукту і продуктів розділення (табл. 3.6).

Розділове число для кожної фракції визначають, як відношення кількості розрахункового компоненту в продукті до його кількості у вихідному матеріалі, у відсотках:

$$\varepsilon_{pr} = 100 \gamma_{pr} \cdot A_{pr} / \gamma_{вих} \cdot A_{вих}, \%$$

Таблиця 3.6 – Дані для побудови кривих розділення вугілля за Тромпом

Густина, т/м ³		Вихідний		Концентрат		Відходи	
фракцій	середня	γ , %	A , %	γ_K , %	ε_K , %	γ_B , %	ε_B , %
-1,3	1,25	γ_1	A_1	γ_1^K	ε_1^K	γ_1^B	ε_1^B
1,3-1,4	1,35	γ_2	A_2	γ_2^K	ε_2^K	γ_2^B	ε_2^B
1,4-1,5	1,45	γ_3	A_3	γ_3^K	ε_3^K	γ_3^B	ε_3^B
1,5-1,6	1,55	γ_4	A_4	γ_4^K	ε_4^K	γ_4^B	ε_4^B
1,6-1,8	1,70	γ_5	A_5	γ_5^K	ε_5^K	γ_5^B	ε_5^B
+1,8	2,20	γ_6	A_6	γ_6^K	ε_6^K	γ_6^B	ε_6^B
Разом	-	100,0	A_{CP}	γ_i^K	-	$\Sigma \gamma_i^B$	-

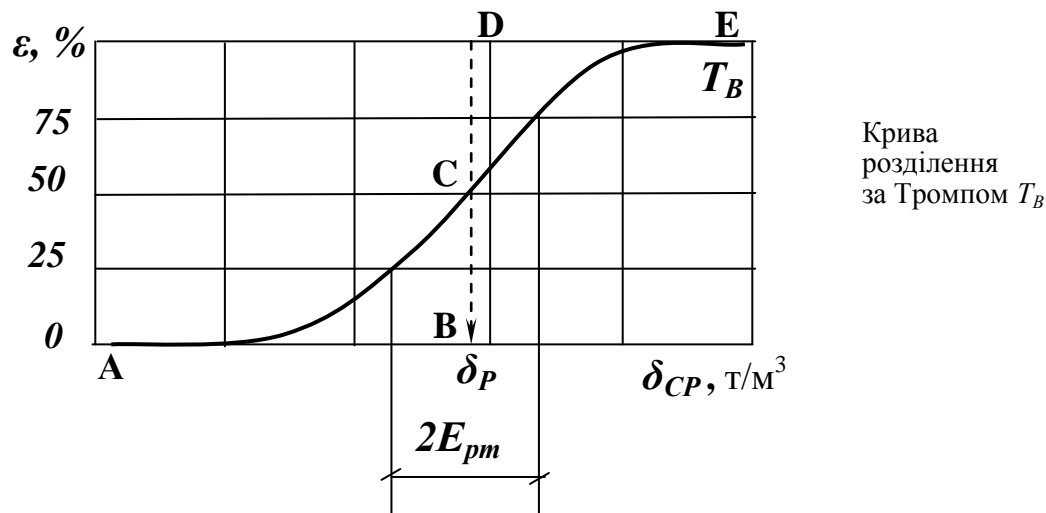
Криві розділення будують у системі координат – середня густина фракцій – вилучення фракцій у продукти розділення. Оскільки при розділенні на два продукти дотримуються залежності:

$$\gamma_i^k + \gamma_i^e = \gamma \quad (3.3)$$

і

$$\varepsilon_i^k + \varepsilon_i^e = 100\%, \quad (3.4)$$

то криві T_K і T_B симетричні і тому використовують лише T_B , яка за формою нагадує інтегральну криву Гаусса.



Граничною густиною розділення δ_P називають густину елементарної фракції, імовірність вилучення якої в продукти розділення однакова. Густину розділення визначають проєкціюванням на ось абсцис точки кривої T_B , що відповідає вилученню $\varepsilon = 50\%$.

Кількість сторонніх фракцій густиною більшою густини розділення, що перейшли в концентрат, визначається величиною трикутника CDE, а кількість фракцій густиною меншою густини розділення, що перейшли в породу, - величиною трикутника ABC. При ідеальному процесі розділення крива T_B приймає вигляд ламаної лінії ABCDE і у цьому випадку засмічення продуктів відсутнє. Відхилення від ідеального розділення характеризується середнім ймовірним відхиленням E_{pm} і коефіцієнтом погрішності розділення I .

Середнім ймовірним відхиленням E_{pm} від густини розділення називають напіврізницю густин точок кривої розділення T_B , які відповідають вилученню 75 і 25 % :

$$E_{pm} = 0,5(\delta_{75} - \delta_{25}) , \text{ кг/м}^3 . \quad (3.5)$$

При розділенні в машинах з важким середовищем (в важкосередовищних сепараторах і гідроциклонах) при зміні густини розділення δ_P (крива T_B симетрична) величина E_{pm} змінюється несуттєво. При розділенні в машинах з водним і повітряним середовищем (в відсаджувальних машинах, пневмосепараторах, концентраційних столах) E_{pm} зростає пропорційно різниці $(\delta_P - 1000)$, у цьому випадку крива T_B не симетрична, **коефіцієнт погрішності**:

$$I = E_{pm}/(\delta_P - 1000) . \quad (3.6)$$

Параметри E_{pm} та I не залежать від фракційного складу вихідного вугілля і характеризують ефективність роботи збагачувальної машини залежно від її питомої продуктивності і крупності живлення. Чим менша величина параметрів E_{pm} і I , тим ефективніше працює машина.

За параметрами E_{pm} і I можна визначити фракційний склад, вихід і зольність продуктів збагачення при заданому фракційному складі вихідної сировини. Для цього використовують інтеграл ймовірності Гаусса (табл. 3.7), що виражає нормальний закон розподілу сумарної ймовірності випадкової величини:

$$F(x) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_{-\infty}^x e^{-\frac{x^2}{2}} dx, \quad (3.7)$$

де x – випадкова величина (помилка).

Оскільки крива T_B за формою подібна до інтегральної кривої Гаусса, їх ототожнюють, а отже і рівняння кривої T_B буде мати вигляд (3.7), де x – відхилення середньої густини фракції δ_{cp} від густини розділення δ_p .

Відхилення середньої густини фракції від густини розділення:

- для машин з важким середовищем:

$$x = \pm \frac{\delta_p - \delta_{cp}}{E_{pm}} \cdot 0,675 ; \quad (3.8)$$

- для машин з водним середовищем:

$$x = \pm \lg \left(\frac{\delta_p - 1000}{\delta_{cp} - 1000} \right) \cdot \frac{0,675}{\lg(I + \sqrt{I^2 + 1})} ; \quad (3.9)$$

Таблиця 3.7 – Значення інтегралу ймовірності Гаусса

Xx	$F(x)$	x	$F(x)$	x	$F(x)$	x	$F(x)$	x	$F(x)$
-3,6	0,0000	-2,1	0,0179	-0,6	0,2743	0,9	0,8159	2,4	0,9918
-3,5	0,0002	-2,0	0,0228	-0,5	0,3085	1,0	0,8413	2,5	0,9938
-3,4	0,0003	-1,9	0,0287	-0,4	0,3446	1,1	0,8643	2,6	0,9953
-3,3	0,0005	-1,8	0,0359	-0,3	0,3821	1,2	0,8849	2,7	0,9965
-3,2	0,0007	-1,7	0,0446	-0,2	0,4207	1,3	0,9032	2,8	0,9974
-3,1	0,0010	-1,6	0,0548	-0,1	0,4602	1,4	0,9192	2,9	0,9981
-3,0	0,0014	-1,5	0,0668	0,0	0,5000	1,5	0,9332	3,0	0,9986
-2,9	0,0019	-1,4	0,0808	0,1	0,5398	1,6	0,9452	3,1	0,9990
-2,8	0,0026	-1,3	0,0968	0,2	0,5793	1,7	0,9554	3,2	0,9993
-2,7	0,0035	-1,2	0,1151	0,3	0,6179	1,8	0,9641	3,3	0,9995
-2,6	0,0047	-1,1	0,1357	0,4	0,6554	1,9	0,9713	3,4	0,9997
-2,5	0,0062	-1,0	0,1587	0,5	0,6915	2,0	0,9772	3,5	0,9998
-2,4	0,0082	-0,9	0,1841	0,6	0,7257	2,1	0,9821	3,6	1,0000
-2,3	0,0107	-0,8	0,2118	0,7	0,7580	2,2	0,9861		
-2,2	0,0139	-0,7	0,2420	0,8	0,7881	2,3	0,9893		

- для машин з повітряним середовищем:

$$x = \pm \lg \frac{\delta_p}{\delta_{cp}} \cdot \left(\frac{0,675}{\lg(I + \sqrt{I^2 + 1})} \right). \quad (3.10)$$

Середнє ймовірне відхилення E_{pm} для важкосередовищних сепараторів і гідроциклонів визначають за формулами (3.11) – (3.16):
для сепараторів при крупності живлення:

25-300 мм

$$E_{pm} = 0,010 \delta_p + 20, \text{ кг/м}^3, \quad (3.11)$$

13-100 мм

$$E_{pm} = 0,015 \delta_p + 20, \text{ кг/м}^3, \quad (3.12)$$

6-100 мм

$$E_{pm} = 0,025 \delta_p + 5, \text{ кг/м}^3, \quad (3.13)$$

для двопродуктових гідроциклонів:

$$E_{pm} = 0,030 \delta_p - 15, \text{ кг/м}^3, \quad (3.14)$$

для першої стадії трипродуктових гідроциклонів:

$$E_{pm} = 0,040 \delta_p - 10, \text{ кг/м}^3, \quad (3.15)$$

для другої стадії трипродуктових гідроциклонів:

$$E_{pm} = 0,045 \delta_p - 15, \text{ кг/м}^3. \quad (3.16)$$

Формули (3.8) – (3.16) широко використовують при розрахунку технологічних схем збагачення.

Контрольні запитання

1. *Характеристика збагачуваності корисної копалини і її основні складові.*
2. *Дайте визначення фракційному аналізу?*
3. *Криві збагачуваності і їх використання.*
4. *Сформулюйте теорему про максимальний вихід концентрату.*
5. *Класифікація вугілля по збагачуваності.*
6. *Поняття розділового числа?*
7. *Що характеризує крива розділення за Тромпом?*
8. *Середнє ймовірне відхилення і коефіцієнт похибки, їх використання при розрахунку процесів розділення.*

4. ГІДРАВЛІЧНА КЛАСИФІКАЦІЯ

Мета розділу: вивчення закономірностей процесу, машин і апаратів гідравлічної класифікації.

4.1. ХАРАКТЕРИСТИКА ПРОЦЕСУ

Гідравлічна класифікація – процес розділення суміші мінеральних зерен на класи крупності за швидкістю їхнього падіння у воді.

При гідравлічній класифікації розділення суміші на класи відбувається у відповідності з закономірностями рівнопадання. Цей процес можливий лише при розділенні сумішей, зерна яких досить однорідні за густиною і формою. У тому випадку, якщо компоненти суміші суттєво розрізняються за густиною і формою зерен, то при класифікації відбувається до деякої міри і гравітаційне збагачення.

Принцип процесу гідравлічної класифікації оснований на зміні траєкторії руху зерен матеріалу, який розділяють, під впливом гравітаційних сил, сил опору середовища руху зерен та інерційних сил. Залежно від напрямку цих сил гідравлічна класифікація може здійснюватися в горизонтальних, вертикальних і криволінійних потоках.

Гідравлічна класифікація є підготовчим, допоміжним і рідше збагачувальним процесом.

Як *підготовчу* операцію гідравлічну класифікацію застосовують на гравітаційних збагачувальних фабриках перед концентрацією корисних копалин на столах, відсаджувальних машинах, гвинтових сепараторах і інших апаратах.

Як *допоміжна* операція гідравлічна класифікація застосовується для виділення недостатньо подрібненої частини матеріалу (пісків) на збагачувальних фабриках, що використовують процес подрібнення.

Значно рідше при переробці багатих руд (наприклад, залізних, марганцевих) класифікація має *самостійне* значення. Виділення з цих руд глинистих частинок дозволяє одержати товарні продукти.

Гідравлічна класифікація застосовується для розділення зерен за граничною крупністю більш 40 мкм, а знешламливання – по зерну розміром – 10 – 70 мкм. Верхня межа крупності матеріалу, що направляється на класифікацію, складає для руд не більше 6 мм, для вугілля – 13 мм.

Коефіцієнтом шкали гідравлічної класифікації S називається відношення послідовних швидкостей висхідних струменів води в класифікаторі. Коефіцієнт шкали гідравлічної класифікації пропорційний коефіцієнту рівнопадання:

– для вільних умов:

$$S = \sqrt{e}, \quad (4.1)$$

– для стиснених умов:

$$S_{cm} = \sqrt{e_{cm}}. \quad (4.2)$$

4.2. ЗАКОНОМІРНОСТІ ПРОЦЕСУ КЛАСИФІКАЦІЇ

Теоретичні уявлення щодо процесу гідравлічної класифікації базуються на двох основних положеннях:

- швидкість обтікання зерна у вертикальному напрямку u в гідравлічному класифікаторі дорівнює швидкості його стисненого падіння V_{cm} при заданому значенні розпушення пульпи ($u = V_{cm}$) або при класифікації в розведених пульпах швидкості вільного падіння ($u = V_0$);

- швидкість руху зерна щодо нерухомих стінок класифікатора V_{abc} дорівнює різниці між швидкістю висхідного потоку u і швидкістю стисненого падіння V_{cm} зерна ($V_{abc} = u - V_{cm}$).

З цих положень випливає, що частинки з гідравлічною крупністю (кінцевою швидкістю) більшою швидкості висхідного потоку $V_{cm} > u$, повинні опуститися на дно і потрапити в пісковий продукт, а частинки з гідравлічною крупністю меншою швидкості висхідного потоку $V_{cm} < u$, повинні бути винесені в злив. Однак це справедливо лише для руху одиночних частинок у сталому вертикальному потоці. Класифікація ж є процесом масовим, тому на практиці такого чіткого розділення немає: піскові продукти засмічені дрібними зернами, а в зливах присутні крупні зерна. Причиною невідповідності теоретичних висновків і практики є надмірне спрощення явищ, що відбуваються при класифікації. На процес класифікації впливають різні випадкові фактори:

- постійне надходження потоку матеріалу в зону класифікації, а також стиснене розвантаження пісового продукту і пов'язані з цим зміни концентрації твердої фази, турбулентність потоку і тиск середовища;

- масовий характер руху частинок різної форми і маси, а також взаємодія частинок між собою і зі стінками апарата обумовлюють вирівнювання швидкостей руху частинок різної крупності, утворення агрегатів зерен що рухаються як єдине ціле, рух зерен у гідродинамічному сліді.

Таким чином, напрямок руху кожної конкретної частинки дуже не однозначно характеризується різницею між кінцевою швидкістю її осадження і швидкістю потоку.

Детальні дослідження процесу гідравлічної класифікації проводилися багатьма вченими: Ханкоком, П.В. Лященко, Б.В. Кізевальтером, М.Д. Барським, Л.Г. Подкосовим, В.А. Олевським та ін.

Л.Г. Подкосов розглядав гідравлічну класифікацію як масовий процес розділення завислого матеріалу залежно від крупності, густини і форми частинок, а також від режиму потоку. Кінетика розділення частинок у вертикальному потоці може бути описана такою залежністю:

$$x = 1 - e^{-tf_1(d)f_2(\Theta)}, \quad (4.3)$$

де x – повнота розділення суспензії, частки од.; t – тривалість розділення, с; $f_1(d)$ – функція, що враховує вплив гранулометричного складу; $f_2(\Theta)$ – функція, що враховує вплив розпушення матеріалу.

З рівняння (4.3) випливає, що залежність повноти розділення суспензії від часу носить експонентний характер. Повне розділення ($x = 1$) досягається лише при $t = \infty$.

М.Д. Барський запропонував рівняння для розрахунку відносної швидкості руху частинок вузького класу крупності з урахуванням сил взаємодії між частинками і зі стінками апарата:

$$\varepsilon_d = Be^{-kFr}, \quad (4.4)$$

де ε_d – вилучення у злив i -мої фракції із середньою крупністю d ; B, k – постійні коефіцієнти; Fr – число Фруда:

$$Fr = V_i^2 / (gd), \quad (4.5)$$

де V_i – швидкість витання частинки крупністю d .

При розрахунках за рівнянням (4.4) не враховуються вплив продуктивності по вихідному живленню і вміст твердого в пульпі, що є недоліком цього методу.

В апаратах з горизонтальним потоком, що працюють без подачі нижньої води, розділення матеріалу відбувається в неоднакових умовах. У верхніх шарах (поблизу дзеркала) пульпа більш розріджена, тут відбувається вільне або близьке до нього осадження частинок з максимальною швидкістю. В міру опускання частинок вміст твердого в пульпі збільшується і розділення відбувається в стиснених умовах, при цьому швидкість осадження зменшується до мінімального значення близького до нуля.

В.А. Олевським запропоновано розрахунок розділення частинок у механічному класифікаторі з горизонтальним транспортним потоком, оснований на такій схемі процесу: тверді частинки, надійшовши з живленням у механічний класифікатор, переміщуються потоком води від місця завантаження до зливного порога зі швидкістю V_x , рівною

$$V_x = Q_c / (Bh), \text{ м/с}, \quad (4.6)$$

де Q_c – об'ємна продуктивність класифікатора по зливу, $\text{м}^3/\text{с}$; B – ширина класифікатора, м ; h – перевищення рівня пульпи над рівнем зливного порога, м .

У той же час частинки опускаються вниз з різною швидкістю V_y , що залежить від їх крупності, густини і форми. Частинки, що встигли по вертикалі пройти шлях, рівний h , за період їхнього транспортування на довжину L від місця завантаження до зливного порога, опускаються на дно і будуть транспортуватися в піски, частинки меншої гідравлічної крупності будуть винесені в злив. Гідравлічна крупність (кінцева швидкість) граничного зерна визначається зі співвідношення:

$$V_y = Q_c / (BL), \text{ м/с.} \quad (4.7)$$

Недоліком цього методу розрахунку є припущення про рух частинок з постійною швидкістю і відсутність урахування взаємного впливу частинок різної крупності на зміну швидкості їхнього падіння.

У класифікаторах з використанням відцентрових сил ефективність розділення визначається співвідношенням швидкостей руху частинок і рідини. Для розрахунку швидкості руху частинок спочатку визначають число Архімеда:

$$Ar = \pi d^3 (\delta - \Delta) \Delta r \omega^2 / (8 \mu^2), \quad (4.8)$$

де r – радіус обертання частинки навколо осі апарату, м/с ; ω – частота обертання рідини, с^{-1} .

З використанням обчисленого параметра Архімеда за формулами (2.40) і (2.22) визначають коефіцієнт гідродинамічного опору і швидкість руху частинки.

4.3. ЕФЕКТИВНІСТЬ КЛАСИФІКАЦІЇ

При ідеальній роботі класифікатор повинен виділяти з вихідного матеріалу всі дрібні фракції і не допускати вилучення великих зерен у дрібний продукт. Отже, поняття ефективності класифікації повинне відбивати як кількісну характеристику процесу – ступінь вилучення дрібного класу в злив, так і якісну – гранулометричний склад зливу.

Ефективність класифікації визначається за формулою:

$$E = 0,01 \varepsilon_{3л} \cdot \varepsilon_n, \quad (4.9)$$

де $\varepsilon_{3л}$ – вилучення зерен крупністю менше d мм у злив, % ; ε_n – вилучення зерен крупністю більше d мм у піски, % .

Оцінка якості продуктів класифікації і самого процесу здійснюється за допомогою ситового аналізу. Дані ситового аналізу продуктів класифікації наносять на діаграму (рис. 4.1), де на осі абсцис відкладають розмір зерен, а на осі ординат – вилучення продуктів. Ордината точки перетинання кривих крупного і дрібного продуктів відсікає на осі абсцис відрізок, рівний граничній крупності розділення даного матеріалу.

Під **граничною крупністю класифікації** розуміють розмір зерен, імовірність вилучення яких у продукти розділення однакова (по 50 %).

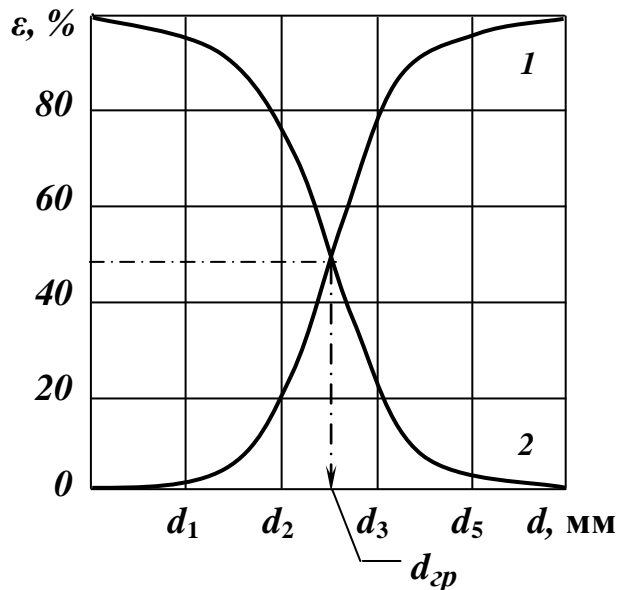


Рис. 4.1 – Визначення граничної крупності класифікації.
1 – піски; 2 – злив.

По діаграмі визначають засмічення дрібного продукту крупними класами і крупного продукту – дрібними класами.

У загальному випадку ефективність класифікації збільшується при зниженні питомих навантажень, при класифікації розріджених пульп, а також при розділенні матеріалів з малим вмістом зерен проміжних розмірів (близьких до граничного крупності). Ефективність класифікації сучасних апаратів коливається від 70 до 90 %.

4.4. КЛАСИФІКАТОРИ

Апарати, у яких здійснюється процес гідравлічної класифікації, називають класифікаторами. Апарати гідравлічної класифікації підрозділяють за двома основними ознаками: за силовим полем, під дією якого здійснюється розділення суспензії, і за способом розвантаження пісків.

За силовим полем розрізняють класифікатори гравітаційні і відцентрові, за способом розвантаження пісків – із примусовим і самопливним розвантаженням (табл. 4.1).

Таблиця 4.1 – Гідравлічні класифікатори

Спосіб розвантаження пісків	Силове поле	
	гравітаційне	відцентрове
Примусовий	Механічні класифікатори	Відсаджувальні центрифуги
Самопливний	Гідравлічні класифікатори	Гідроциклони

На збагачувальних фабриках класифікатори використовують для замикання циклу подрібнення, знешламлювання продуктів, розділення вихідного матеріалу перед збагаченням, зневоднення продуктів.

Механічні класифікатори

Механічні класифікатори працюють за принципом розділення вихідного продукту в горизонтальному потоці на крупну фракцію – піски і дрібну – злив. Розвантаження пісків здійснюється механічним способом – примусово.

Залежно від конструкції розвантажувальних пристроїв розрізняють механічні класифікатори: *спіральні, скребкові, елеваторні (багер-зумпфи)* і ін.

Спіральні класифікатори найбільше часто використовують у замкнених циклах подрібнення для одержання готового за крупністю продукту, що направляється в збагачення, рідше їх використовують для відмивання глинистих матеріалів, а також для зневоднення зернистих продуктів.

Максимальна крупність живлення спіральних класифікаторів малих розмірів складає 6 мм, великих – до 12 мм.

Спіральний класифікатор (рис. 4.2) складається з нахиленої під кутом $14 - 20^\circ$ ванни **1**, у якій поміщені один або два вали **2** із закріпленими на них спіралями **3**.

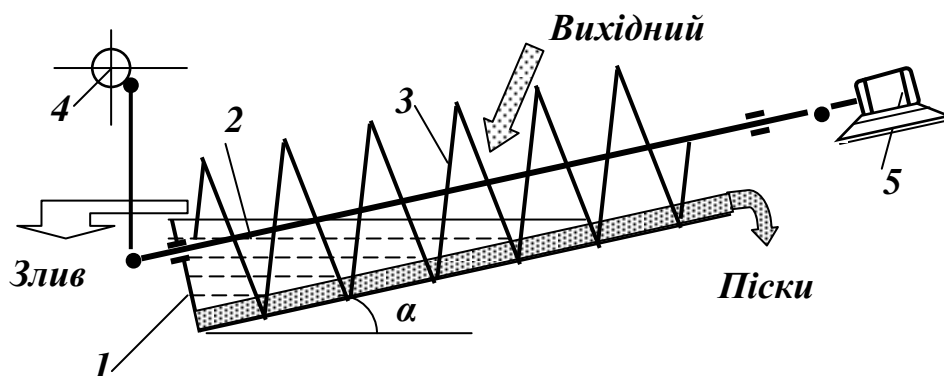


Рис. 4.2 – Спіральний класифікатор: 1 – ванна; 2 – вал; 3 – спіраль; 4 – підймальний механізм спіралі; 5 – привод.

Спіралі виготовляють зі сталевих смуг, що утворюють двозахідну гвинтову стрічку. Для запобігання від зносу спіраль футерують пластинами зі зносостійких матеріалів (вибілений чавун, легована сталь і т.п.). Ширина смуг залежно від продуктивності класифікатора по пісках складає 0,1 – 0,4 діаметра спіралі.

Верхня цапфа вала шарнірно закріплена в опорних підшипниках, що дозволяє піднімати нижню частину спіралі без порушення зчеплення конічних зубчастих коліс. Це дає можливість робити запуск апарата (після його аварійної зупинки) під навантаженням без очищення ванни від пісків.

Класифікатори виготовляють у двох виконаннях – односпіральні і двоспіральні залежно від необхідної продуктивності.

Розрізняють два технологічних типи спіральних класифікаторів: з незануреними і з зануреними спіралями. У першому випадку уся верхня половина витка спіралі виступає над дзеркалом пульпи, у другому – частина спіралі, що знаходиться поблизу зливного порогу, цілком занурена в пульпу. Однак з 1980 р. класифікатори з зануреною спіраллю з виробництва були зняті, тому далі розглядаються лише класифікатори з незануреною спіраллю.

Процес розділення за крупністю в спіральному класифікаторі відбувається в такий спосіб. Вихідний продукт подається в середню частину ванни спірального класифікатора під рівень пульпи. У процесі класифікації в апараті залежно від стану і режиму руху пульпи розрізняють чотири шари по висоті ванни і три зони по довжині (рис. 4.3).

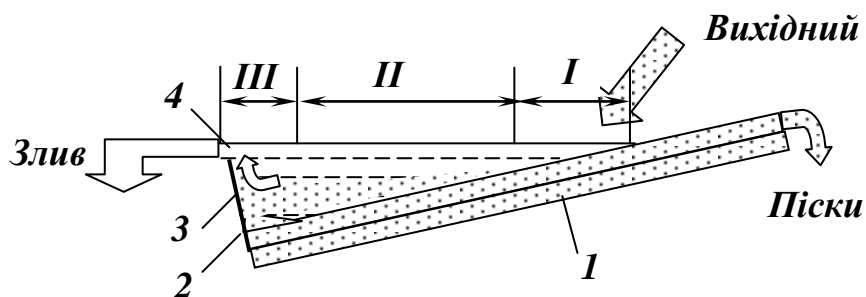


Рис 4.3 – Схема роботи спірального класифікатора.

I – зона інтенсивного перемішування; II – зона класифікації;
III – зона висхідних потоків; 1 – постіль класифікатора; 2 – піски;
3 – зависла речовина; 4 – шар з дрібними фракціями.

Чотири шари по висоті ванни класифікатора характеризуються різними густиною і крупністю:

- шар 1 – нерухомий і густий (постіль класифікатора), охороняє днище ванни від механічного зносу; у ньому накопичуються металевий скрап і вільні зерна важких мінералів;
- шар 2 – осілі піски, що безупинно переміщуються до верхнього розвантажувального кінця ванни класифікатора;
- шар 3 – густа суспензія мінеральних зерен, що безупинно переміщується і розділяється на шари 2 і 4;
- шар 4 характеризується висхідними і горизонтальними потоками, спрямованими до зливного порогу.

Через неоднакову висоту пульпи в трьох зонах класифікатора (по довжині ванни) перемішування в них відбувається з різною інтенсивністю:

- зона I розташована поблизу місця введення вихідного матеріалу і характеризується малою глибиною й інтенсивним перемішуванням пульпи; розділення зерен у зоні дуже рівномірне;
- зона II займає основну частину ванни, яка заповнена пульпою, у цій зоні відбувається процес класифікації зерен при незначній інтенсивності перемішування;
- зона III розташована поблизу зливного порога і характеризується висхідними потоками, що виносять зерна в злив.

Таким чином, при переміщенні матеріалу до зливного порогу в ньому змінюються гранулометричний склад і об'ємний вміст твердої фази завдяки осадженню крупних зерен на дно. Це приводить до поступового збільшення кінцевих швидкостей падіння зерен і створення кращих умов для очищення зливу.

Наявність у живленні класифікатора значної кількості первинних шламів збільшує в'язкість пульпи, з цієї причини зменшується швидкість осадження частинок і в злив надходить матеріал із крупністю, що перевищує розрахункову. Збільшення в'язкості пульпи, викликану наявністю шламів можна понизити додаванням реагентів-пептизаторів у цикл подрібнення.

Розрідженість пульпи є визначальним фактором для одержання зливу необхідної крупності. При розрідженні пульпи швидкість осадження крупних частинок збільшується, а отже зменшується можливість їхнього вилучення в злив. Навпаки, у дуже густих пульпах осадження крупних частинок відбувається повільніше і злив виходить більш грубим. Однак надмірне розрідження пульпи може настільки збільшити швидкість висхідного потоку, що він буде виносити у злив і крупні частинки.

Продуктивність класифікатора визначається з використанням емпіричних формул:

по зливу:

$$Q_{зл} = 4,56 m k_{\beta} k_{\delta} k_c k_{\alpha} D^{1,768}, \text{ т/год}; \quad (4.10)$$

по піскам:

$$Q_n = 5,45 m k_{\delta} k_{\alpha} D^3 n, \text{ т/год} \quad (4.11)$$

де m , D , n – число, діаметр (м) і частота обертання спіралей (хв^{-1}); k_{β} , k_{δ} , k_c , k_{α} – коефіцієнти, що враховують відповідно крупність зливу, густину руди, розрідженість зливу і кут нахилу ванни класифікатора.

Коефіцієнт крупності зливу k_{β} , визначають за даними табл. 4.2.

Таблиця 4.2 – Коефіцієнт k_{β} , що враховує крупність зливу

Номінальна крупність зливу d_{95} , мм		1,17	0,83	0,59	0,42	0,30	0,21	0,15	0,10	0,074
Вміст у зливів класів, %	-0,074 мм	17	23	31	41	53	65	78	88	95
	-0,045 мм	11	15	20	27	36	45	50	72	83
Базисна розрідженість	$R_{2,7}=P:T$	1,3	1,5	1,6	1,8	2,0	2,33	4,0	4,5	5,7
Розрідженість зливу	% твердого	43	40	38	36	33	30	20	18	16,5
Коефіцієнт k_{β}		2,50	2,37	2,19	1,96	1,70	1,41	1,00	0,67	0,46

Коефіцієнт густини руди враховує розходження в густині базисної руди і руди, яка надходить на класифікацію, він визначається по формулі:

$$k_{\delta} = \delta / 2,7, \quad (4.12)$$

де δ – об'ємна густина руди, т/м^3 .

Коефіцієнт розрідженості зливу k_c враховує розходження між заданою розрідженістю (R) і базисною ($R_{2,7}$) для даної крупності зливу. Величина коефіцієнта k_c залежно від густини руди і співвідношення розрідженостей R і $R_{2,7}$ наведена в табл. 4.3.

Таблиця 4.3 – Коефіцієнт, що враховує розрідженість зливу k_c

Густина руди δ , т/м ³	Співвідношення $R / R_{2,7}$						
	0,4	0,6	0,8	1,0	1,2	1,5	2,0
	Коефіцієнт k_c						
2,7	0,60	0,73	0,86	1,00	1,13	1,33	1,67
3,0	0,63	0,77	0,93	1,07	1,23	1,44	1,82
3,3	0,66	0,82	0,98	1,15	1,31	1,55	1,97
3,5	0,68	0,85	1,02	1,20	1,37	1,63	2,07
4,0	0,73	0,92	1,12	1,32	1,52	1,81	2,32
4,5	0,78	1,00	1,22	1,45	1,66	1,99	2,56
5,0	0,83	1,07	1,32	1,57	1,81	2,18	2,81

Коефіцієнт кута нахилу ванни класифікатора k_α визначається за даними табл. 4.4.

Таблиця 4.4 – Коефіцієнт кута нахилу ванни класифікатора k_α

Кут нахилу α , град.	14	15	16	17	18	19	20
Коефіцієнт k_α	1,12	1,10	1,06	1,03	1,00	0,97	0,94

Елеваторні класифікатори (багер-зумпфи) з механічною видачею осаду застосовуються в практиці вуглезбагачення для попереднього зневоднення і відділення шламів із дрібного концентрату і рідше для виділення грубозернистої частини з дрібних продуктів і знешламлювання рядового вугілля. Гранична крупність класифікації складає приблизно 0,5 мм.

Елеваторний класифікатор являє собою залізобетонну ємкість, з якої осілий матеріал вивантажується елеватором з перфорованими ковшами (рис. 4.4). Принцип роботи елеваторного класифікатора оснований на осадженні частинок під дією гравітаційних сил. Однак в елеваторному класифікаторі шлам осаджується разом з відносно крупними зернами концентрату. Вихідне живлення подається безупинно по жолобу в залізобетонний зумпф 1. Завдяки перегородці 2 пульпа в зумпфі змінює напрямок руху і утворює висхідний потік. Частинки розміром менше граничної крупності виносяться через зливний поріг і попадають у злив. Частинки розміром більше граничної крупності осідають і вивантажуються з апарата ковшами багер-елеватора. Ефективність класифікації залежить від продуктивності класифікатора і вмісту твердого у вихідній пульпі.

Технічні характеристики спіральних класифікаторів з незануреною спіраллю наведені в табл. 4.5.

Таблиця 4.5 – Технічні характеристики спіральних класифікаторів з незануреною спіраллю

Параметр	1КСН-12	1КСН-15	1КСН-20	1КСН-24	1КСН-30	2КСН-24	2КСН-30
Характеристика спіралі:							
число, шт.	1	1	1	1	1	2	2
діаметр, мм	1200	1500	2000	2400	3000	2400	3000
частота обертання, хв^{-1}	4,1; 8,2	3,9	4,1	3,6	1,5; 3,0	2,5; 5,2	1,5; 3,0
Характеристика ванни:							
довжина, мм	6500	8200	8400	9200	12500	9200	12500
кут нахилу, градус	18	18	17	18	18	18	18
Продуктивність:							
по пісках, т/год	40-80	75	170	260	150-300	370-770	260-520
по зливу, т/год	7	10	17	18	33	46	63
Потужність електродвигуна, кВт	6	7	10	13	28	40	40
Габарити, мм:							
довжина	8500	10000	11000	12500	15000	11750	15150
ширина	1700	2360	2800	3150	3750	5600	6760
висота	3000	3750	4750	4900	5800	4900	7100
Маса, т	6,4	12,6	17,8	21,4	14,4	39,6	68,9

Площа дзеркала елеваторного класифікатора найчастіше визначається відстанню між колонами будівлі фабрики (звичайно 6000 x 6000 мм).

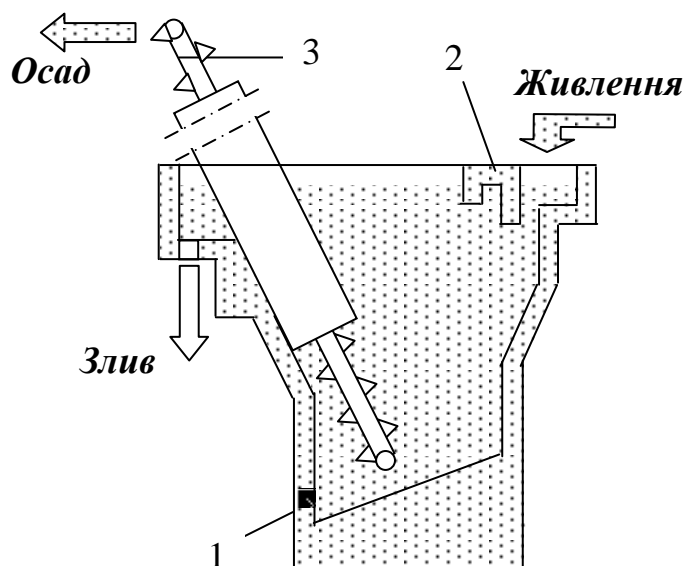


Рис. 4.4 – Елеваторний класифікатор.
1 – багер-зумпф;
2 – перегородка;
3 - елеватор

Одержання осаду зі вмістом води 18 – 22 % забезпечується довжиною зони зневоднення (довжиною надводної частини елеватора), яка повинна бути не меншою 4 м по вертикалі.

Ефективність класифікації залежить від продуктивності класифікатора і вмісту твердого у вихідній пульпі (табл. 4.6).

Таблиця 4.6 – Ефективність роботи елеваторного класифікатора

Питоме навантаження q_0 , м ³ /год•м ²	Вміст твердої фази в оборотній воді, кг/м ³	Вміст класу крупністю більше 0,5 мм у зливі, %
15 – 20	50 – 80	До 6
20 – 25	До 120	10 – 12
25 - 30	150	До 50

Об’ємна продуктивність елеваторного класифікатора розраховується за формулою:

$$Q_o = q_o F, \text{ м/с}, \quad (4.13)$$

де q_0 – питома об’ємна продуктивність, м³/год•м²; F – площа дзеркала класифікатора (звичайно $F = 36 \text{ м}^2$).

Технічні характеристики елеваторних класифікаторів наведені в табл. 4.7.

Таблиця 4.7 – Технічні характеристики елеваторних класифікаторів

Параметр	ЭОБ-6	ЭОСБ-6	ЭОБ-10	ЭОСБ-10	ЭОСБ-12
Крупність вихідного продукту, мм	0-13	0-13	0-13	0-13	0-13
Максимальна довжина елеватора, м	25	25	25	25	25
Крок ковша, мм	800	400	800	400	500
Об’єм ковша, м ³	0,040	0,050	0,100	0,125	0,200
Швидкість руху ланцюга, м/с	0,17-0,38	0,17-0,38	0,17-0,38	0,17-0,38	0,17-0,25
Продуктивність, т/год	24-91	38-149	60-230	96-370	154-388
Потужність електродвигуна залежно від швидкості руху ланцюга, кВт	4-17	5,5-30	7,5-30	10-40	10-55
Маса при максимальній довжині елеватора, т	22,5	23,8	29,6	35,9	61,8

Переваги елеваторних класифікаторів полягають в порівняно високій ефективності ($E = 70 - 90 \%$) і можливості підйому матеріалу на необхідну висоту, а недолік – у їхній громіздкості.

Скребкові класифікатори відстійного типу призначені для знешламлювання рядового вугілля і дрібного концентрату, а також для попереднього зневоднення дрібного концентрату відсаджувальних машин.

Принцип дії скребкового класифікатора, як і елеваторного, оснований на осадженні грубозернистого матеріалу під дією сили ваги.

Скребковий класифікатор являє собою металеву ванну **1** прямокутної форми з горизонтальною і похилою частинами (рис. 4.5).

Пульпа завантажується в торцеву частину ванни класифікатора. Розділення на грубозернисту фракцію і шлам відбувається в горизонтальній частині ванни, а похила частина, у днище якої встановлене щілинне сито **2**, служить для видачі і зневоднення осаду. Осад до місця розвантаження транспортується скребковим конвеєром **3** з перфорованими шкребками, що сприяє більш інтенсивному видаленню води з осаду. При проходженні над щілинним ситом осад споліскується водою з бризкал **4**. Злив, що містить шлам, видаляють через шиберні пристрої **5** у збірні жолоби **6**, розташовані по обидва боки ванни. Висота рівня пульпи у ванні регулюється положенням шиберів, змонтованих на бічних стінках ванни.

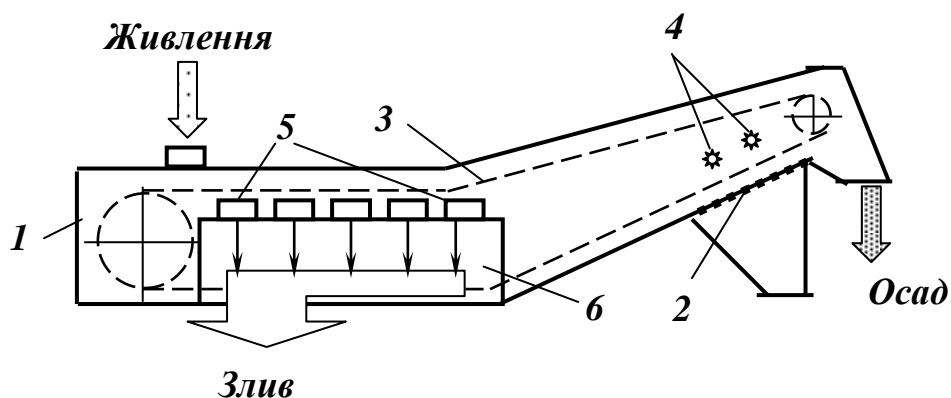


Рис. 4.5 - Скребковий класифікатор.

1 – ванна; 2 – щілинне сито; 3 – скребковий конвеєр;
4 – бризкала; 5 – шиберні пристрої; 6 – збірний жолоб.

При питомому навантаженні $15 - 25 \text{ м}^3/\text{год} \cdot \text{м}^2$ скребкові класифікатори працюють ефективно, якщо вміст твердого в оборотній воді не перевищує $120 \text{ кг}/\text{м}^3$. Об'ємна продуктивність скребкових класифікаторів розраховується за формулою (4.13), їхні технічні характеристики наведені в табл. 4.8.

Таблиця 4.8 – Технічні характеристики скребкових класифікаторів

Параметр	КО 1	КО 2	КО 3
Крупність вихідного продукту, мм	0-100	0-100	0-100
Робоча площа, м ²	20	16	12
Швидкість скребкового ланцюга, м/с	0,24	0,24	0,24
Продуктивність по пульпі, м ³ /час:			
дрібний концентрат	600	500	350
рядове вугілля	800	650	500
Потужність електродвигуна, кВт	30	22	17
Габарити, мм:			
Довжина	12250	10350	8450
Ширина	3900	3900	3900
Висота	3000	3000	3000
Маса, т	19,9	18,8	17,1

Переваги скребкового класифікатора – компактність конструкції, низька чутливість до коливань навантаження і порівняно висока ефективність класифікації ($E = 70 - 90 \%$). Недоліки – малий термін служби ланцюга конвеєра і заклинювання шкребків грудками матеріалу.

Гідравлічні класифікатори

Гідравлічні класифікатори працюють за принципом розділення вихідного продукту в горизонтальних і вертикальних потоках на крупну фракцію – піски і дрібну – злив. Розвантаження пісків здійснюється самопливом.

Конусний класифікатор – найбільш простий гідравлічний класифікатор. Розділення матеріалу відбувається в горизонтальному потоці. Класифікатори цього типу використовуються на збагачувальних фабриках в основному як буферні ємності і значно рідше (у зв'язку з низькою ефективністю) у допоміжних операціях для відділення пісків від шламів або для зневоднення знешламленого дрібнозернистого матеріалу. Конусний класифікатор являє собою конус **1** з кутом 60 - 65°, установлений на рамі вершиною вниз (рис. 4.6). Живлення крупністю до 3 мм подається через центральну трубу **2**, у якій установлена сітка **5** для уловлювання сторонніх предметів і заспокоювання потоку.

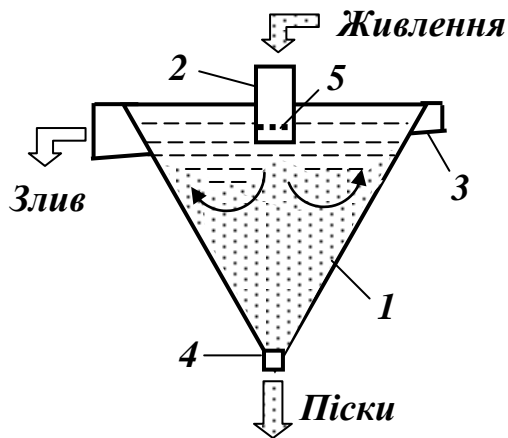


Рис.4.6 – Схема конусного класифікатора.

1 - конічний корпус; 2 – центральна труба; 3 - зливний жолоб;
4 – піскова насадка; 5 – сітка.

Розвантаження зливу в жолоб 3 здійснюється самопливом через зливний поріг, розвантаження пісків здійснюється безупинно через піскову насадку 4 або з застосуванням різних затворів періодичної дії. Крупність розділення в конусних класифікаторах складає 0,15 мм. Характерним для цих класифікаторів є високе розрідження пісків (30 – 40 % твердого) і невисока ефективність (50 – 60 %).

Гідравлічні класифікатори з вертикальним потоком пульпи в практиці роботи збагачувальних фабрик використовуються рідко. Вони поширені в будівельній техніці при одержанні пісків для виробництва бетону.

Прямотечійний вертикальний класифікатор (рис. 4.7а) призначений для розділення піску і гравію на дві фракції по граничному зерну крупністю 0,3 – 0,5 мм. Пульпа надходить у класифікатор знизу по живильній трубі 1 у дифузор 2. Із дифузора пульпа підхоплюється потужним потоком води, що надходить у зону розділення через отвори кільцевого колектора 3, і виноситься в циліндричну камеру 4, де відбувається розділення. Крупна фракція (піски) видаляється через конус 5, а дрібна – через зливну трубу 6.

Для одержання декількох продуктів класифікації апарати встановлюють послідовно.

Протитечійний вертикальний класифікатор (рис. 4.7б) призначений для розділення піску за граничним зерном крупністю 0,3–1,2 мм. Живлення (пульпу) подають в класифікатор зверху, назустріч висхідному потоку води. Процес розділення відбувається так само, як і в прямотечійному класифікаторі.

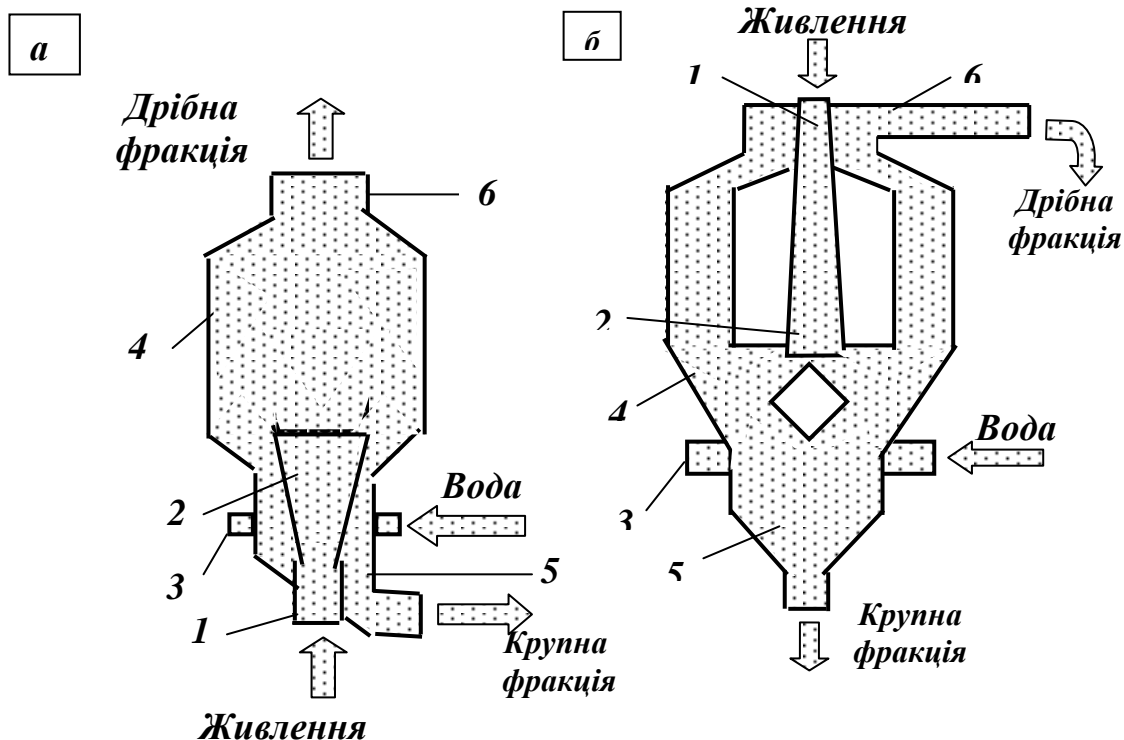


Рис. – 4.7. Гідравлічні класифікатори з вертикальним потоком пульпи.
а – прямотечійний вертикальний класифікатор;
б – протитечійний вертикальний класифікатор.
 1 – живильна труба; 2 – дифузор; 3 – водяний колектор; 4 – камера розділення; 5 – розвантажувальний конус; 6 – зливна труба.

Гідравлічні багатокамерні класифікатори використовують для підготовки подрібнених руд до збагачення. Вони призначені для розділення матеріалів на кілька класів за швидкістю їхнього осадження у водному середовищі (наприклад, перед концентрацією на столах).

Гідравлічні багатокамерні класифікатори (рис. 4.8) являють собою відкритий жолоб *1*, що розширюється до зливного порога і по якому протікає горизонтальний потік вихідного матеріалу. У дно жолоба вмонтовані пірамідальні класифікаційні камери *2*, розміри яких збільшуються в напрямку розвантажувального кінця корпусу класифікатора. Число камер залежно від типорозміру класифікатора 4, 6 або 8. У нижній частині кожної пірамідальної камери (спігота) розміщені пристрої для класифікації осідаючого матеріалу у висхідних потоках води, подаваної знизу: мішалки *3* для розпушення осідаючих пісків, камери *4* тангенціального підведення води (вортекси) і конуси

5 для розвантаження крупних фракцій. Тангенціальне підведення води знизу забезпечує стійкість висхідного потоку і більш рівномірне розділення вертикальних швидкостей по поперечному перетину камери. Крупність пісків, що послідовно розвантажуються з камер класифікатора, зменшується в напрямку потоку вихідного матеріалу. Швидкість висхідних потоків води в камерах також поступово зменшується оскільки вона повинна бути рівною кінцевій швидкості стисненого падіння зерен граничної крупності. Найдрібніший продукт видаляється через зливний поріг.

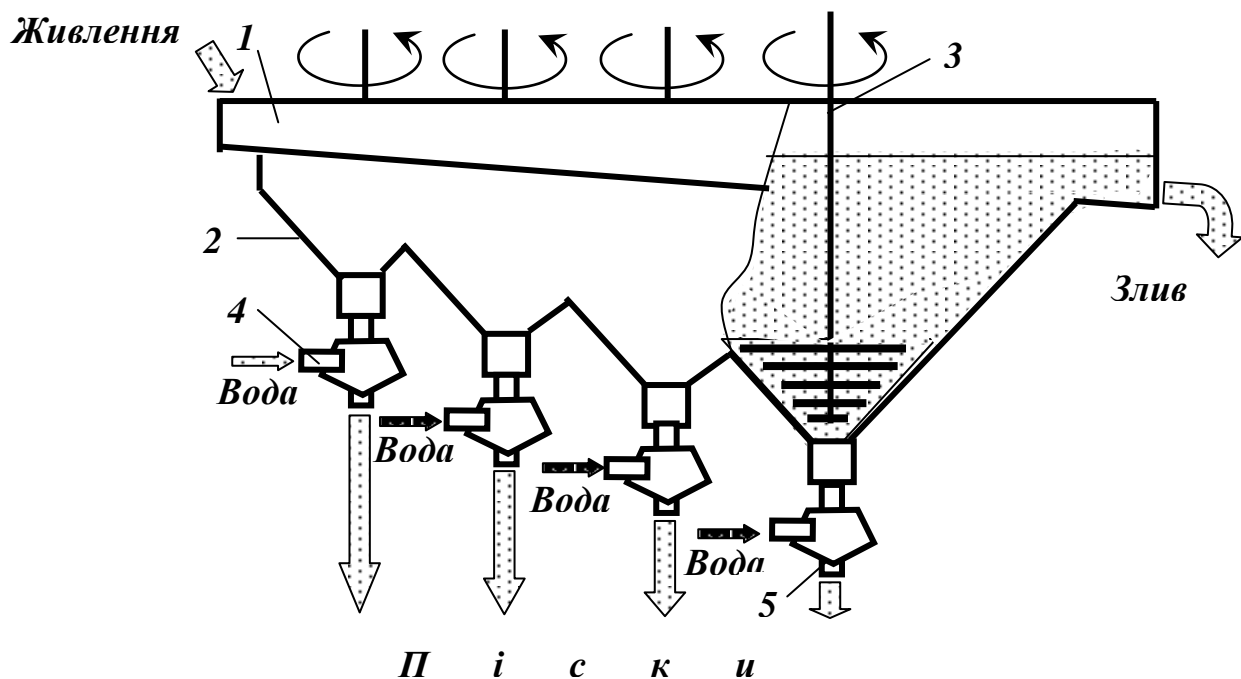


Рис. 4.8 – Гідралічний багатокамерний класифікатор.

1 – жолоб; 2 – класифікаційні камери; 3 – мішалки;
4 – вортекси; 5 – розвантажувальні конуси.

Об'ємна продуктивність гідралічних багатокамерних класифікаторів розраховується за формулою:

$$Q_o = 3600LBV, \text{ м/год}, \quad (4.14)$$

де L і B – довжина і ширина ванни класифікатора, м; V – кінцева швидкість осадження граничного зерна, м/с.

Технічні характеристики гідравлічних багатокамерних класифікаторів наведені в табл. 4.9.

Таблиця 4.9 – Технічні характеристики багатокамерних класифікаторів

Параметр	КГ-4	КГ-6	КГ-8
Макс. крупність вихідного продукту, мм	1,65	2,5	2,5
Число секцій	4	6	8
Частота обертання мішалок, хв ⁻¹	1,20	1,26	1,26
Витрати води, м ³ /год	4,7-18,0	3,6-9,0	4,3-10,8
Продуктивність, т/год	15-25	15-25	15-25
Потужність електродвигуна, кВт	1,7	2,8	2,8
Габарити, мм:			
довжина	3660	5435	7359
ширина	1752	2307	2884
висота	2844	3632	4172
Маса, т	2,0	3,3	4,2

Гідроциклони застосовуються для класифікації за крупністю і знешламливання дрібних і тонких продуктів. Вони використовуються також для згущення пульпи і збагачення.

В промисловості використовуються гідроциклони діаметром від 250 до 1400 мм. На збагачувальних фабриках використовують головним чином циліндроконічні гідроциклони малих типорозмірів з кутом конусності 10° і великих типорозмірів з кутом конусності 20°. Гідроциклони малих діаметрів працюють з відносно високим тиском, великих діаметрів – з низьким тиском. Залежно від призначення гідроциклони мають різний кут при вершині конічної частини корпусу (кут конусності): згущувальні – 10°; класифікаційні – 20°; важкосередовищні – 40-60°; збагачувальні (короткоконусні) – понад 90°.

Класифікаційний гідроциклон являє собою циліндроконічний апарат (рис. 4.9). Живлення під тиском подається у верхню частину циліндра за допомогою тангенціально розташованої живильної насадки **3**. Злив вивантажується через зливний патрубок **4** у циліндричній частині **1** гідроциклона, а піски – через піскову насадку **5**, розташовану в конічній частині **2**.

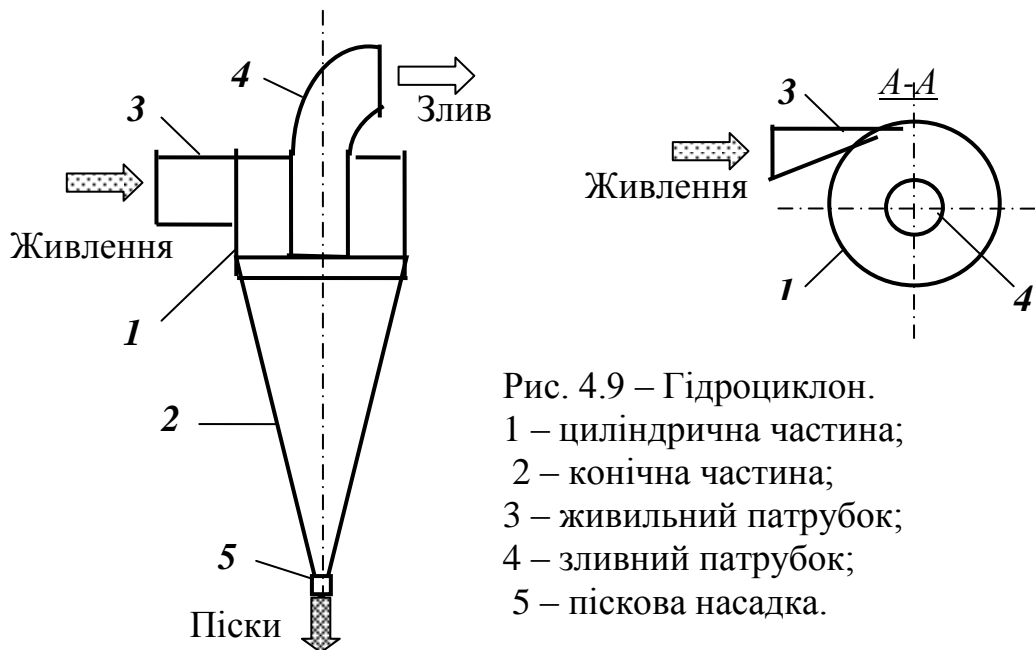


Рис. 4.9 – Гідроциклон.

- 1 – циліндрична частина;
- 2 – конічна частина;
- 3 – живильний патрубок;
- 4 – зливний патрубок;
- 5 – піскова насадка.

У результаті тангенціального введення вихідної пульпи в гідроциклон вона набуває інтенсивного обертального руху з частотою, що досягає декількох тисяч обертів на хвилину. У таких умовах всередині гідроциклона виникає відцентрова сила, що значно переважає силу ваги. При вихровому русі пульпи в гідроциклоні утворюються два обертових потоки – зовнішній, що переміщається уздовж стінок конуса вниз до піскової насадки 5, і внутрішній циліндричний, спрямований угору уздовж осі до зливного патрубку 4. Поблизу геометричної осі апарата відцентрова сила стає настільки великою, що відбувається розрив суцільності потоку і утворення повітряного стовпа діаметром до 0,7 від діаметра зливного патрубку.

Швидкість руху частинки в гідроциклоні можна описати як векторну суму тангенціальної V_t , радіальної V_r і осьової V_x складових. Тангенціальна швидкість пульпи збільшується зі зменшенням відстані від осі, тому в гідроциклоні спостерігається різке зростання відцентрової сили від стінок до осі. Осьова швидкість частинки в зовнішньому потоці спрямована вниз, а у внутрішньому – вгору. Положення частинки по радіусу гідроциклона визначає, куди вона буде винесена вертикальним потоком – у злив чи у піски. Відносно рідкої фази пульпи частинки рухаються одночасно в осьовому і радіальному напрямках відповідно до діючих на них сил, головними з яких є відцентрова і сила опору середовища. Незважаючи на те, що рух пульпи в гідроциклоні носить турбулентний характер, обтікання більшості частинок має ламінарний характер (2.4), тому що відносні швидкості обтікання невеликі. Диференціальне рівняння руху частинки в радіальному напрямку має вигляд:

$$m \frac{dV_r}{dt} = \frac{\pi d^3 (\delta - \Delta)}{6} \cdot \frac{V_t^2}{r} - 3\pi\mu V_r d, \quad (4.15)$$

звідки радіальна швидкість переміщення частинки в рівноважному стані:

$$V_r = \frac{V_t^2 (\delta - \Delta)}{18\mu r} \cdot d^2. \quad (4.16)$$

де V_r і V_t – радіальна і тангенціальна швидкості, м/с; d – діаметр частинки, м; δ і Δ – густини частинки і середовища, кг/м³; μ – в'язкість середовища, Па·с; r – радіус обертання частинки, м.

Таким чином, з рівняння (4.16) видно, що крупність є основним розділовим параметром (інші параметри практично однакові).

На показники роботи гідроциклонів впливають конструктивні і технологічні фактори. До конструктивних факторів належать: форма і геометричні розміри гідроциклона, піскової насадки, живильного і зливного патрубків, спосіб установки гідроциклона; до технологічних факторів – тиск на вході і властивості оброблюваної пульпи (вміст твердого, його гранулометричний і речовинний склади). Зупинимося на цих факторах більш докладно.

Конструктивні фактори:

– *діаметр D (м) гідроциклона* визначає його продуктивність по твердому:

$$Q = 200 D^2, \text{ т/год}, \quad (4.17)$$

Вибираючи гідроциклон, варто прагнути до установки мінімального числа апаратів, що забезпечують необхідну крупність частинок зливу. Зі збільшенням діаметра гідроциклона збільшується крупність зливу, тому тонкі зливи одержують в апаратах малих розмірів;

– *розмір і форма живильного патрубка $d_{\text{ж}}$* мало впливають на якісні показники роботи гідроциклона, у той же час продуктивність гідроциклона прямо пропорційна розміру живильного патрубка. Форма отвору живильного патрубка звичайно виконується прямокутною (щілинною), еквівалентний діаметр живильного патрубка приймається в межах:

$$d_{\text{ж}} = (0,08 - 0,25) D, \text{ м}; \quad (4.18)$$

– *діаметр зливного патрубка $d_{\text{зл}}$* впливає на всі показники роботи гідроциклона. Збільшення діаметра зливного патрубка викликає пропо-

рційне збільшення продуктивності і приводить до одержання більш грубих зливів у зв'язку зі скороченням часу перебування матеріалу в апараті. Діаметр зливного патрубку приймається залежно від діаметра гідроциклона і на 20 – 25 % більше діаметра піскової насадки:

$$d_{зл} = (0,2 - 0,4) D, \text{ м}; \quad (4.19)$$

$$d_{зл} = (1,20 - 1,25) d_{п}, \text{ м}; \quad (4.20)$$

– *діаметр піскової насадки $d_{п}$* практично не впливає на продуктивність, однак впливає на якісні показники роботи гідроциклона. Зі зменшенням розміру піскової насадки збільшується вихід зливу і його крупність, збільшується вміст твердого в пісках і зменшується їхній вихід. Розмір піскової насадки вибирають залежно від діаметра гідроциклона і діаметра зливного патрубку:

$$d_{п} = (0,03 - 0,20) D, \text{ м}; \quad (4.21)$$

$$d_{п} = (0,15 - 0,80) d_{з}, \text{ м}. \quad (4.22)$$

Обраний гідроциклон повинен бути перевірений на продуктивність по пісках $Q_{п}$. Питома продуктивність гідроциклона по пісках $q_{п}$, що проходять через піскову насадку обраного розміру $d_{п}$ складає:

$$q_{п} = Q_{п} / (0,785 n d_{п}^2), \text{ т/год} \cdot \text{м}^2, \quad (4.23)$$

де $Q_{п}$ – продуктивність гідроциклонів по пісках, т/год; n – число обраних в операції гідроциклонів.

Нормована питома продуктивність вибраного гідроциклона повинна складати $5 \cdot 10^3 - 2,5 \cdot 10^4$ т/год \cdot м². Якщо питома продуктивність не входить у зазначений інтервал, треба прийняти інший розмір насадки і перевірити номінальну крупність зливу при новому діаметрі насадки $d_{п}$.

– *розвантажувальне відношення $d_{п} / d_{зл}$* , тобто відношення діаметра піскової насадки до діаметра зливного патрубку є основним чинником, що визначає показники роботи гідроциклона. Зі збільшенням розвантажувального відношення збільшується вихід пісків, знижується їх крупність і вміст твердого, відповідно до цього змінюється

характеристика зливу. Ефективність класифікації досягає максимуму при оптимальному розвантажувальному відношенні, що складає 0,3 – 0,5. Якщо зміна розвантажувального відношення виробляється за рахунок зміни діаметра піскової насадки, то при постійному тиску на вході продуктивність гідроциклона змінюється мало, якщо ж за рахунок діаметра зливного патрубку, то продуктивність змінюється прямо пропорційно цьому діаметру;

– *кут конусності α* визначає об'єм гідроциклона і час перебування в ньому матеріалу. Зі збільшенням кута конусності збільшується крупність класифікації, зменшуються вихід пісків і об'ємна продуктивність:

$$Q_0 = 3 \cdot 10^4 k_\alpha k d_{\text{ж}} d_{\text{зл}} p_0^{0,5}, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (4.24)$$

де p_0 – тиск пульпи на вході в гідроциклон, МПа; k_α – поправка на кут конусності α гідроциклона (при $\alpha = 10^\circ$ $k_\alpha=1,15$; при $\alpha = 20^\circ$ $k_\alpha=1,0$); k – поправка на діаметр гідроциклона, що визначаються за формулою:

$$k = 0,8 + 1,2 / (1 + 10 D); \quad (4.25)$$

– *спосіб установки гідроциклона* залежить від його розміру і тиску на вході. На роботу гідроциклонів великих розмірів при невеликих тисках на вході може істотно впливати гравітаційне поле. У цьому випадку рекомендується встановлювати гідроциклони в похилому або горизонтальному положенні. У похилому положенні встановлюють також важкосередовищні гідроциклони.

Технологічні фактори:

– *тиск p_0 на вході в гідроциклон* для одержання задовільних результатів розділення повинен бути постійним і досить високим. При заданій об'ємній продуктивності (4.23) він визначається головним чином розмірами зливного $d_{\text{зл}}$ і живильного $d_{\text{ж}}$ отворів. Підвищення тиску сприяє зменшенню граничної крупності розділення і одержанню більш дрібних зливів. При одержанні грубих зливів допускається робота гідроциклона з тисками 0,05 МПа, при одержанні тонких зливів – не менше 0,2 МПа;

– *вміст твердого у вихідній пульпі β* впливає на крупність і розрідженість продуктів розділення. Одержання тонких зливів можливе лише при досить низьких вмістах твердого у вихідній пульпі. У протилежному випадку крупність зливу зростає внаслідок збільшення в'язкості і густини пульпи в гідроциклоні. Крім того, підвищення вмісту твердого в пульпі спричиняє збільшення навантаження на піскову насадку, яка може не забезпечити вивантаження пісків, що приведе до порушення процесу розділення;

– *гранулометричний склад вихідного матеріалу* впливає на якісні показники процесу розділення. При розділенні грубозернистих шламів злив більш крупний, а піски більш густі, ніж при роботі за тих же умов, але на більш дрібних матеріалах. Результати класифікації погіршуються при збільшенні вмісту у вихідному матеріалі класів, близьких до граничної крупності розділення.

При виборі гідроциклону його типорозмір визначають, виходячи з необхідної продуктивності по живленню, з урахуванням крупності одержуваного зливу. Номінальна крупність частинок зливу d_H гідроциклону може бути визначена за формулою:

$$d_H = 15 \left(\frac{D d_{3Л} \beta}{k_D d_{II} (\delta - 1) \sqrt{p_0}} \right)^{0,5}, \text{ мкм,}$$

де $D, d_{3Л}, d_{II}$ - діаметри гідроциклону, зливної і піскової насадок, м; β - вміст твердого в живленні гідроциклону, %; k_D - поправочний коефіцієнт на діаметр гідроциклону; δ - об'ємна густина твердої фази, т/м³; p_0 - тиск на вході в гідроциклон, МПа.

Гідроциклони в порівнянні з механічними класифікаторами більше витрачають електроенергії, не можуть класифікувати більш крупний матеріал, мають менш тривалі міжремонтні періоди. Основні їхні переваги – низька вартість, більші питома продуктивність і ефективність, малі габаритні розміри. З цієї причини перевагу при виборі класифікаційного апарата віддають гідроциклонам. Технічні характеристики гідроциклонів наведені в табл. 4.10.

Таблиця 4.10 – Технічні характеристики гідроциклонів

Параметр	ГЦ-75	ГЦ-150	ГЦ-250	ГЦ-360	ГЦ-500	ГЦ-710	ГЦ-1000	ГЦ-1400
Діаметр гідроциклона, мм	75	150	250	360	500	710	1000	1400
Кут конусності, градус	10	10	20	20	20	20	20	20
Еквівалентний діаметр живильного отвору, мм	17	38	65	90	130	150	210	300
Діаметр зливного отвору, мм	22	50	80	115	150	200	250	380
Діаметр піскового отвору, мм	8; 12; 17	12; 20; 27; 34	34; 48; 75	34; 48; 75; 96	48; 75; 96; 150	48; 150; 75; 200	75; 150; 200; 250	200; 250; 300; 350
Тиск на вході, МПа	0,01- -0,02	0,01- -0,02	0,03- -0,25	0,03- -0,25	0,03- -0,25	0,03- -0,25	0,06- -0,45	0,06- -0,45
Продуктивність при тиску 0,1 МПа, м ³ /год	5	15	50	95	180	260	470	900
Габарити, мм:								
довжина	300	500	600	700	900	1200	1500	2100
ширина	350	450	650	750	1000	1400	1600	2200
висота	600	1200	1400	1900	2500	3500	4500	6200
Маса, кг	20	100	200	300	450	1450	2400	4500

4.5. ВИКОРИСТАННЯ ГІДРАВЛІЧНОЇ КЛАСИФІКАЦІЇ В ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМАХ

Гідравлічна класифікація залежно від конкретних умов, що визначаються характеристикою корисної копалини і місцем у технологічній схемі, може бути самостійним, підготовчим і допоміжним процесом.

Як самостійний процес гідравлічна класифікація застосовується при збагаченні глинистих руд для відділення бідних за вмістом цінного компоненту дрібних класів і глинистих частинок від крупнозернистого продукту (рис. 4.10). В даному випадку одержані при класифікації продукти – кінцеві: дрібний матеріал направляється у відвал, а крупнозернистий продукт є товарним.

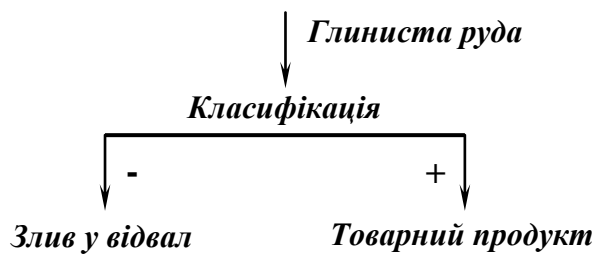


Рис. 4.10 – Схема застосування класифікації самостійним процесом.

Підготовча класифікація передбачається для попереднього розділення корисної копалини за крупністю на два або декілька класів, кожний з яких підлягає далі збагаченню за власною схемою (рис. 4.11).

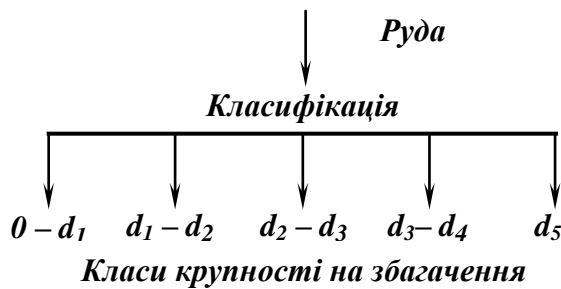


Рис. 4.11 – Схема застосування класифікації підготовчим процесом.

Як допоміжна операція класифікація використовується при тонкому подрібненні корисних копалин з метою вилучення готового за крупністю тонкого матеріалу і повернення пісків у млин (рис. 4.12).

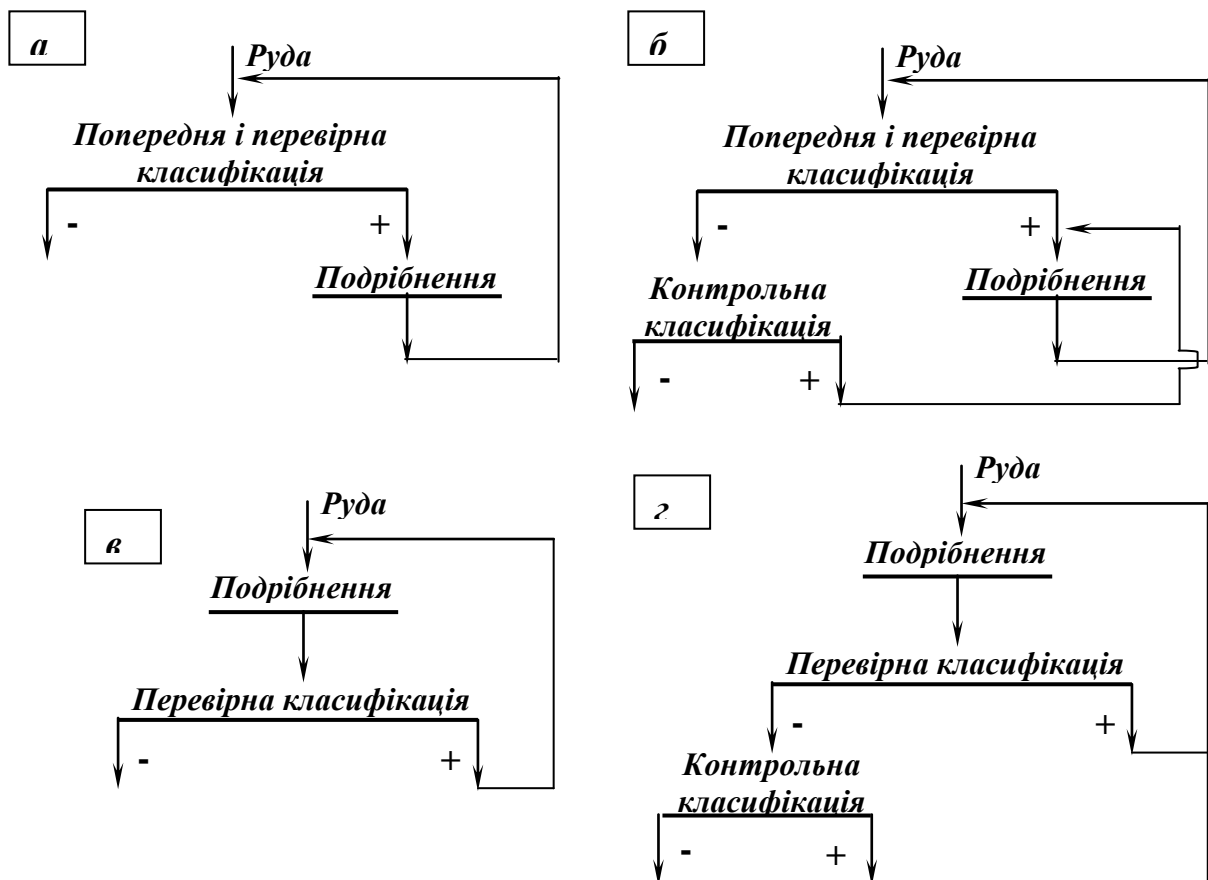


Рис. 4.12 – Схеми застосування класифікації допоміжним процесом в циклі подрібнення.

При зниженій крупності живлення (менше 10 мм) і підвищеному вмісті в живленні шламів (15 % і більше) застосовують схеми **а** і **б** (рис. 4.12). Схема без контрольної класифікації (рис. 4.12 **а**) дозволяє одержати злив крупністю 55 – 60 % класу – 0,074 мм, а схема з контрольною класифікацією (рис. 4.12 **б**) – злив крупністю 80 – 95 % класу – 0,074 мм.

При підвищеній крупності живлення (більше 10 мм) і зниженому вмісті в живленні шламів (менше 15 %) застосовують схеми **в** і **г** (рис. 4.12). Схема без контрольної класифікації (рис. 4.12 **в**) дозволяє одержати злив крупністю 55 – 60 % класу – 0,074 мм, а схема з контрольною класифікацією (рис. 4.12 **г**) – злив крупністю 80 – 95 % класу – 0,074 мм.

Допоміжною операцією класифікація є також при використанні її для знешламлення і згущення продуктів перед процесами збагачення і для попереднього зневоднення крупнозернистих продуктів.

Контрольні запитання

- 1. В чому полягає принцип гідравлічної класифікації?*
- 2. Як використовується гідравлічна класифікація в схемах переробки корисних копалин?*
- 3. Охарактеризуйте основні закономірності процесу гідравлічної класифікації.*
- 4. Опишіть конструкції і принцип дії апаратів гідравлічної класифікації – механічних і гідравлічних.*
- 5. Основні фактори, що впливають на показники класифікації.*

5. ПРОМИВКА

Мета розділу: вивчення закономірностей процесу, машин і апаратів для промивки.

5.1. ХАРАКТЕРИСТИКА ПРОЦЕСУ

Промивка – це процес розділення корисних копалин шляхом розпушення (дезінтеграції) і видалення глинистого матеріалу за допомогою води і механічних впливів.

Мінеральні зерна в рудах розсипних родовищ і рудах осадового походження не зв'язані взаємним проростанням, але зцементовані в компакту масу м'якою і в'язкою глинистою речовиною. У гірничій масі глинисті домішки можуть знаходитися у виді примазок і плівок на рудних частинках, конгломератів з грудками руди, окремих грудок. Процес дезінтеграції (розпушення, диспергування) глинистого матеріалу відбувається у воді. Глина у воді розбухає, що полегшує її руйнування. В результаті промивки одержують *митий матеріал* і *шлами*, що містять дисперговані у воді тонкі частинки.

Необхідною умовою підготовки цих руд до збагачення є звільнення їх від глини. У процесі промивки відбувається часткове збагачення корисної копалини за рахунок видалення глини і шламів, що не містять корисного компонента.

Промивка може використовуватися як самостійний процес при переробці багатих руд, якщо в результаті її використання одержують товарний продукт. Але частіше промивання використовується як підготовчий процес перед наступним збагаченням.

Наявність глинистих частинок і шламів погіршує подальші процеси збагачення, тому відділення глинистих частинок і шламів є необхідною умовою досягнення оптимальних технологічних показників.

Так, в процесі відсаджування шлами не тільки самі погано збагачуються, але й підвищують в'язкість пульпи, в результаті чого погіршується розділення крупного матеріалу. Дрібні частинки (глинисті і шламові), як правило, в незбагаченому вигляді рівномірно розподіляються між концентратом і відходами. При цьому концентрат забруднюється мінералами пустої породи, а з відходами втрачаються дрібні частинки цінного мінералу.

При збагаченні важкосередовищною сепарацією шлами і глина підвищують в'язкість суспензії і знижують її густину, в результаті чого розділення матеріалу погіршується.

При магнітній сепарації тонкі частинки глини і шламів коагулюють з магнітними частинками, попадають у концентрат і таким чи-

ном знижують його якість. Крім того, наявність шламів обумовлює витрати цінного мінералу з відходами.

Процес промивки широко застосовують для збагачення найрізноманітнішої сировини, в якій мінеральні зерна не пов'язані взаємним проростанням, а зцементовані відносно м'яким глинистим матеріалом (залізні і марганцеві руди, розсипи кольорових, рідкісних і благородних металів, каолінова сировина, вапняки, фосфорити та ін.).

Велике поширення знаходить промивка золотовмісних пісків розсипних родовищ, а також в будівельній індустрії для підготовки високоякісних будівельних матеріалів при розробці родовищ гравію, піску тощо.

5.2. ВЛАСТИВОСТІ ГЛИН

Глини – це тонкоуламкові полідисперсні та полімінеральні осадові гірські породи, здатні утворювати з водою пластичне тісто, що після висихання зберігає надану йому форму, а після випалу набирає твердості каменю. Містять понад 50% часточок розміру менше 0,01 мм. (у т.ч. 25% - менше 0,001 мм). Комплекс глинистих мінералів: каолінит, монтморилоніт та гідрослюда. При збільшенні кількості грубоуламкового матеріалу глини переходять в *алеврити* та *піски*. Головні хімічні компоненти глин: SiO_2 (30-70%), Al_2O_3 (10-40%), H_2O (5-10%), крім того присутні Fe_2O_3 (FeO), TiO_2 , CaO , MgO , K_2O , Na_2O , CO_2 та ін. Глини становлять бл. 50% всіх осадових гірських порід земної кори.

Глинисті породи підрозділяються на зцементовані і незцементовані. Цементування породи здійснюється в результаті дії на неї вапнякового, кременистого, залізного, гіпсового та інших цементів.

Найбільш затверділими і міцними глинистими породами є *алеврити*. Вони відносяться до древніших і залягають на значній глибині. Зцементовані алеврити називають *алевролітами*. Для алевролітів характерно слабе розмокання у воді. Але особливо важко розмиваються *аргіліти* – глинисті породи, що зцементовані кремнеземом.

Незцементовані пухкі глинисті породи, як правило, швидко розмокають у воді. Залежно від вмісту в цих породах частинок крупністю менше 5 мкм вони підрозділяються на супіски (3 – 10 %), суглинки (10 – 30 %) і глини (30 % і більше).

Крім глинистих мінералів, що представлені дрібнішими кристалами розміром до декількох мікронів, до складу глинистих ґрунтів входять уламки кварцу, польових шпатів та інших мінералів.

Гранулометричний склад глин залежить від літологічного складу порід і ступеня їх руйнування. Більш м'які породи (вапняки, піско-

вики, сланці) містять більше тонкого глинистого матеріалу, ніж тверді. Найбільш важкі для збагачення стародавні розсипи, що характеризуються значним вмістом тонких глинистих мінералів. Глинисті мінерали утворилися в процесі вивітрювання корінних порід. Вони мають складний хімічний склад, відповідно з яким класифікуються на групи: каолініту, галуазиту гідрослюди і монтморилоніту. Мінерали цих груп відрізняються за пластичними властивостями, а також за здатністю зв'язуватись з водою з утворюванням агрегатів. Більшою мірою «глинисті» властивості (пластичність, липкість та ін.) проявляються у порід групи монтморилоніту, в меншій – у порід групи каолініту, що пояснюється будовою кристалічної ґратки мінералів. Однак пластичні властивості глин визначаються не тільки ступенем дисперсності частинок, але й їх пластинчастою формою.

До фізико-механічних властивостей глин відносять: густину, пластичність, пористість, розмокання, набухання, водопроникність, природну вологість, структурну в'язкість, опір зсуву.

Основною характерною ознакою глини є її пластичність.

Пластичністю називають властивість матеріалу при постійному об'ємі змінювати форму і зберігати її без розриву суцільності. Пластичність характеризується числом пластичності, що визначається як різниця між вологовмістом глини при верхній і нижній межі пластичності:

$$P = W_{\text{в}} - W_{\text{н}}, \quad (5.1)$$

де $W_{\text{в}}$ – верхня межа пластичності – вологість (%), при якій глина переходить з пластичного стану в рідкий; $W_{\text{н}}$ – нижня межа пластичності – вологість (%), при якій глина втрачає пластичність.

Міцність глинистого матеріалу залежить від його вологості: при збільшенні вологості міцність спочатку збільшується до максимуму, а потім зменшується.

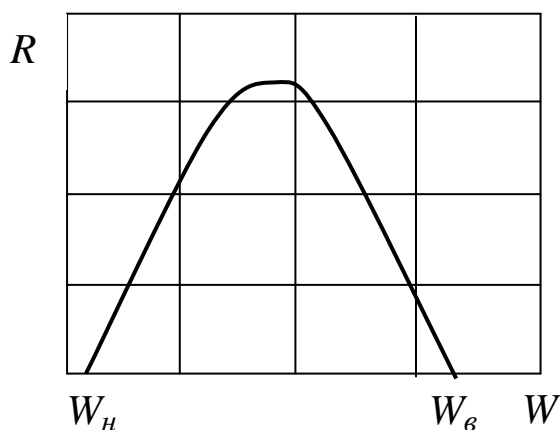


Рис. 5.1 – Залежність міцності (R) глинистого матеріалу від його вологості (W).

$W_{\text{в}}$ – верхня межа пластичності;
 $W_{\text{н}}$ – нижня межа пластичності.

За числом пластичності глинисті породи характеризуються таким чином: супіски – до 7, суглинки – 7–17, глини – понад 17. Чим більше число пластичності, тим важче матеріал дезінтегрується.

Граничне насичення глини водою визначається як *максимальна молекулярна вологоємність*. Вона знаходиться у тісній кореляційній залежності від інших властивостей глин і тому може бути прийнята одним з показників властивостей глин. Для супісків максимальна молекулярна вологоємність складає 9–13 %, для суглинків і глин – 25–35 %.

Розмокання – здатність глин при всмоктуванні води втрачати зв'язність частинок і руйнуватися. Основний показник, що характеризує цю властивість – швидкість розмокання глини, яка залежить від вмісту в ній глинистих частинок і їх мінерального складу.

Порівняння *природної вологості* глини з вологістю, що відповідає межах її пластичності, дозволяє з деякою точністю оцінювати стан глини і її можливості руйнування при промивці.

Липкість – одна з властивостей глин, що тісно зв'язана з пластичністю. Під липкістю розуміють здатність достатньо в'язкої рідини прилипати до твердої поверхні. Прилипання обумовлюється різними причинами: в одних випадках – в'язкістю проміжного прошарку між твердими тілами; в інших – дією молекулярних і електростатичних сил; в третіх – явищами зростання або зварювання. Липкість проявляється тільки при достатній вологості глини, вона обумовлюється наявністю колоїдного прошарку між твердою поверхнею і поверхнями глинистих матеріалів.

Прилипання рідини до твердого тіла описується рівнянням Дюпре-Юнга:

$$A = \sigma(1 - \cos \Theta), \quad (5.2)$$

де σ – поверхневий натяг, Н/м; Θ – крайовий кут змочуваності.

До найбільш характерних властивостей глин належить їх здатність до *набухання* у водному середовищі. Набухання пояснюється наявністю подвійного електричного шару (ПЕШ) на поверхні частинок, що занурені у воду. При достатньо близькій відстані поверхонь, що мають однаковий за знаком і будовою подвійний шар йонів, периферійні частинки обох йонних шарів взаємно перекриваються. Внаслідок того, що вони мають один знак, виникають сили взаємного електричного відштовхування, які розсовують частинки. Таким чином, чим більша поверхнева енергія частинок, тим більше набухання глин.

5.3. ПРОМИВНІСТЬ КОРИСНИХ КОПАЛИН

При виборі схеми і обладнання для промивки за конкретних умов необхідно оцінити промивність матеріалу. Під *промивністю* руди розуміють здатність матеріалу очищуватись від глинистих домішок у процесі промивки. Промивність корисних копалин визначається фізико-механічними властивостями глинистих домішок і рудного компоненту. Промивність оцінюють за такими ознаками:

- за фізико-механічними властивостями глинистих домішок, що характеризують їх пластичний стан, і вмістом частинок крупністю менше 5 мкм;
- за питомими витратами електроенергії;
- за часом, що необхідний для повного видалення глинистих домішок;
- за характерним часом і максимальною швидкістю промивки (під характерним часом промивки розуміють відрізок часу, необхідний для досягнення максимальної швидкості вилучення глинистих домішок у злив).

Фізико-механічні властивості глинистих домішок не завжди точно характеризують промивність матеріалу, але дозволяють виконати попередню її оцінку без експериментальних досліджень. Останні три способи дають більш точну оцінку промивності, але потребують проведення експериментів.

Класифікація руд за промивністю залежно від фізико-механічних властивостей і параметрів промивки наведена в табл. 5.1.

Таблиця 5.1 – Класифікація руд за промивністю

Ступінь Промив- ності руд	Фізико-механічні властивості глинистих домішок			Параметри процесу промивки		Характеристики промивки	
	Число плас- тич- ності	Пластич- на міц- ність, Н/см	Вміст Частин- ок - 5мкм, %	Питомі витрати ел. енер- гії кВт· год/т	Необхід- ний час про- мивки хв.	Харак- тер- ний час промив- ки, с	Коефіці- єнт промив- ності К
Легко- промивні	< 5	< 15	< 25	< 0,25	< 1	< 50	> 1
Середньо- промивні	5 - 15	15 – 35	25 – 50	0,25-0,75	1 – 2	50 – 150	1 – 0,5
Важко- промивні	15 - 35	35 - 80	> 50	0,75 - 2	2 - 6	150 - 300	< 0,5

Примітка: Коефіцієнт промивності **К** визначається за формулою:

$$K = 0,5t_0V_{max} + 6(t_0V_{max})^2, \quad (5.3)$$

де t_0 – характерний час промивки, с; V_{max} – максимальна швидкість вилучення глинистих домішок у злив, м/с.

Як видно з приведеної класифікації, промивність руд залежить від властивостей вихідних продуктів (кількості глинистого матеріалу і його характеристики, вологості вихідного матеріалу), розмивної здатності води (витрати, тиску, температури), механічної (руйнівальної) дії робочих органів промивної машини, а також різних добавок, що прискорюють процес дезінтеграції (рідке скло, сода, їдкий натр та ін.).

Однак на сьогодні точних і надійних критеріїв оцінки промивності немає.

5.4. ПРОМИВНІ МАШИНИ І ПРИСТРОЇ

Промивні машини і пристрої розрізняють за конструкцією і способами дезінтеграції глинистого матеріалу і видалення шламів. Класифікація промивних машин і пристроїв наведена у табл. 5.2.

Гідравлічний жолоб – найпростіший пристрій для промивки легко- і середньопромивних руд. Найчастіше вони застосовуються на підприємствах малої продуктивності при збагаченні золото- і олововмісних розсипів.

Промивка в жолобі здійснюється в потоці води і струменем води, що витікає з великою швидкістю з насадки. При русі матеріалу в потоці води великі грудки ковзають і перекочуються, що сприяє кращій відмивці шламів.

Ефективність промивки на жолобі залежить від питомої витрати води, довжини жолоба і його нахилу. Витрати води для промивки залежно від властивостей руди складають від 10 до 30 м³ на 1 м³ матеріалу.

Відділення крупного грудкового матеріалу здійснюється на решітці, що установлена на плінтусах по всій довжині жолоба, а також на нерухомому грохоті розташованому у кінці жолоба.

Таблиця 5.2 – Класифікація промивних машин і пристроїв

Тип машини, пристрою	Спосіб дезінтеграції	Видалення шламів
Жолоби, струминні машини	Динамічна дія потоків води	Злив і через нерухомі решета
Бутари, скрубери, скрубер-бутари, плоскі і барабанні грохоти, вібротрийми	Тертя грудок руди одна об одну, а також об рухомі поверхні машин і дія потоків води	Грохоченням або в стані зливу через поріг
Коритні і бичеві мийки, спіральні класифікатори	Механічна дія робочих органів машини	Злив через поріг
Промивні башти	Розмочування глини в умовах тривалого перебування руди у воді	Злив через поріг
Акустичні апарати	Дія ультразвукових і акустичних коливань	Злив через поріг

Гідравлічний вашгерд (рис. 5.2) використовується в схемах переробки розсипних руд. Він являє собою похилий жолоб з решетом (розмір отворів 10 – 15 мм). Перед вашгердом установлюють гідромонітор, який одночасно спрямованим струменем води дезінтегрує глинисті включення і піднімає матеріал на просіюючу поверхню. Продукт, що пройшов через решето жолоба, подається на подальше збагачення на шлюзах. Крупні класи (галька, валуни), які не містять цінного компоненту, видаляються у відвал. Витрати води при промивці на вашгерді складають 8 – 12 м³ на 1 м³ матеріалу.

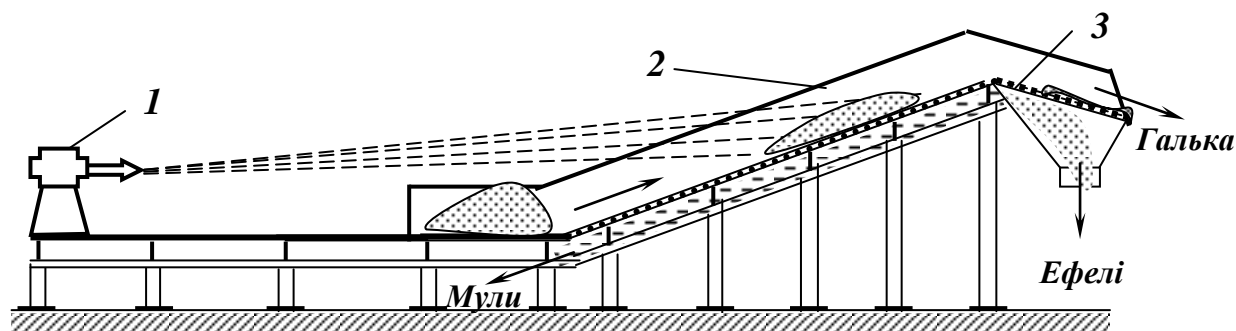


Рис. 5.2 – Схема гідравлічного вашгерда.
1 – гідромонітор; 2 – жолоб; 3 – решето.

Гідравлічні жолоби і вашгерди застосовують при переробці легко- і середньопромивних матеріалів, ефективність промивки в них складає 70–80 %.

Струминні промивні машини (рис. 5.3) застосовуються при промивці легко-, середньо- і важкопромивних матеріалів крупністю до 150 мм. Струминна машина складається з прямокутної камери різання 2, що з'єднана з циліндричною промивною ванною 5 перехідним патрубком 4. У верхній частині камери різання встановлено два ряди сопел 3, такі ж сопла в шаховому порядку встановлені в промивній ванні.

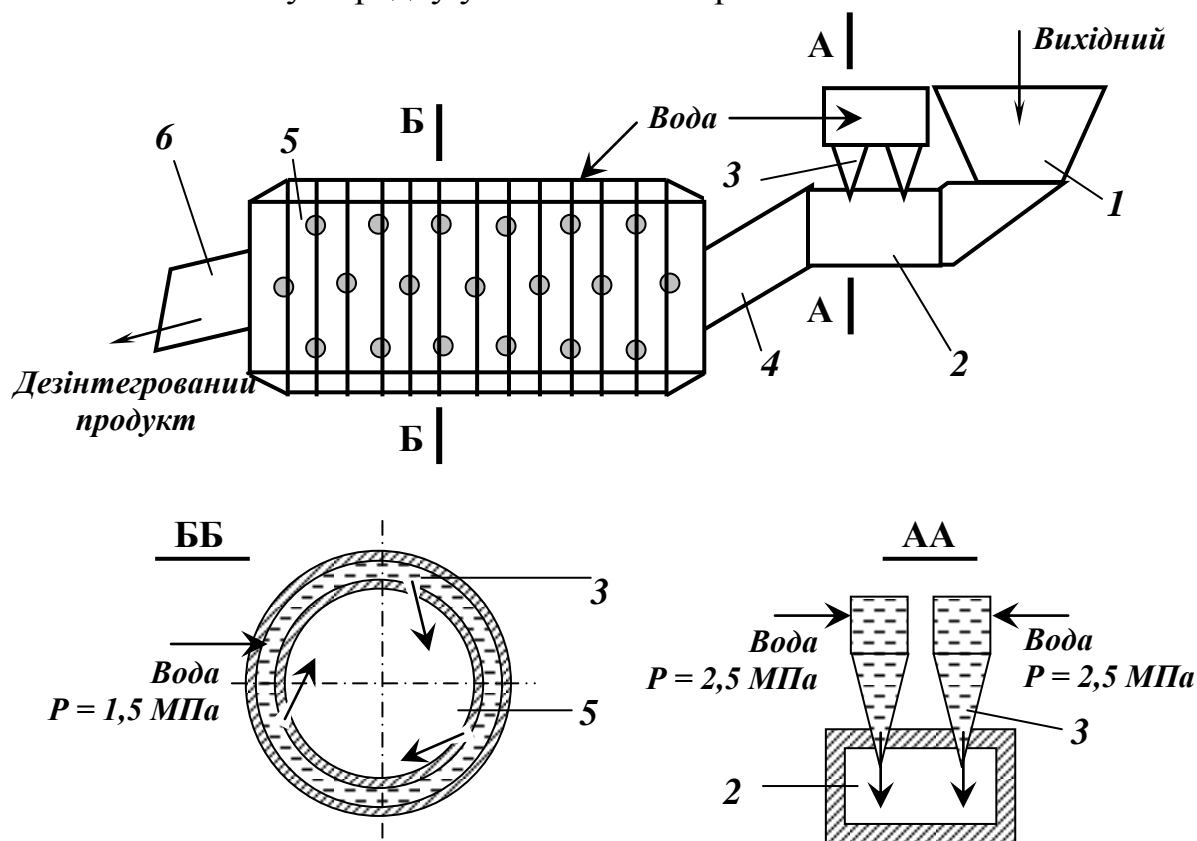


Рис. 5.3 – Схема струминної промивної машини.

1 – завантажувальна лійка; 2 – камера різання; 3 – сопла; 4 - перехідний патрубок; 5 – промивна ванна; 6 – зливний жолоб.

Вихідний матеріал через завантажувальну лійку 1 надходить в камеру різання 2, де глинисті грудки руйнуються струменями води, що подається через сопла під тиском 2,2 – 2,5 МПа. Підготовлений таким чином матеріал перехідним патрубком 4 направляється в промивну ванну, де під дією струменів води з тиском 1,4 – 1,6 МПа процес промивки закінчується. Дезінтегрований матеріал по жолобу 6 виводиться з машини і направляється в пристрій для відділення шламів.

Ефективність промивки в струминних промивних машинах складає 80 – 90 % при витратах води 2 – 4 м³ на 1 м³ матеріалу. Підвищити ефективність диспергування глинистих включень можна застосуванням пульсацій струменів води.

Технічні характеристики струминних промивних машин наведені в табл. 5.3.

Таблиця 5.3 – Технічні характеристики струминних промивних машин

Параметр	СПМ-60	СПМ-150
Максимальна продуктивність, м ³ /год	60	150
Крупність вихідного матеріалу, мм	0 – 40	0 – 150
Тиск води в соплах, МПа	до 1,6	до 2,5
Питома енергоємність, кВт·год/т	0,6	1,5
Питомі витрати води, м ³ /т	1,2	1,0
Габарити, мм:		
довжина	5565	5110
ширина	1140	1020
висота	2120	1850
Маса, т	2	5

Бутари і барабанні промивні грохоти (рис. 5.4) застосовують при переробці легко- і середньопромивних руд крупністю до 300 мм. Вони мають велику продуктивність, при цьому митий продукт виходить у вигляді класів визначеної крупності. Барабанні грохоти і бутари практично не відрізняються від аналогічних апаратів, що застосовуються для класифікації. Але для інтенсифікації механічної дії на матеріал, що промивається, усередині барабана змонтовані подовжні ребра і, крім того, необхідною умовою процесу промивки є підведення води в середину грохота (витрата води від 2 до 10 м³/м³ матеріалу). В поперечному напрямку грохоти порогами розділені на секції, що дозволяє довше утримувати матеріал на просіюючій поверхні.

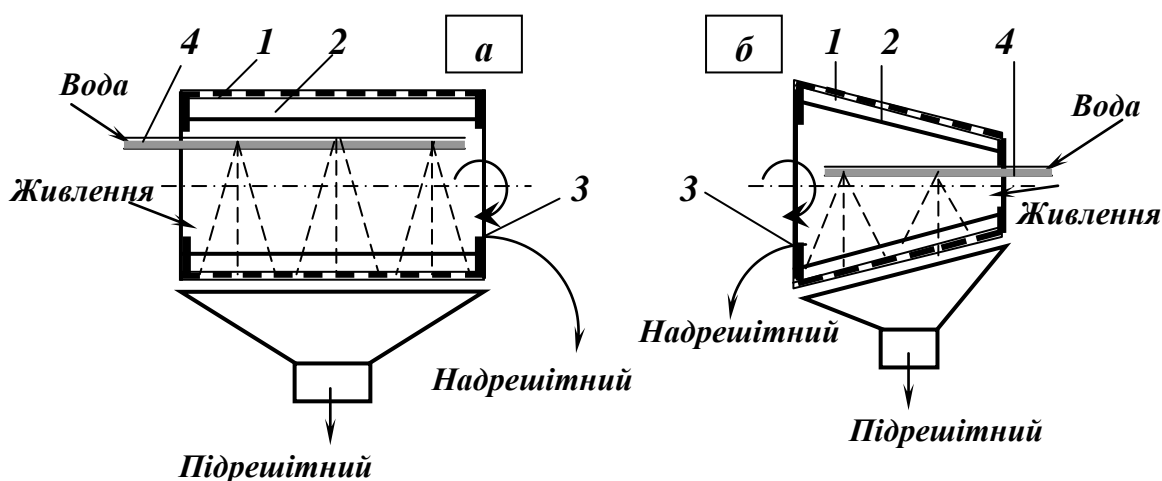


Рис. 5.4 – Схеми барабанного грохота (а) і бутари (б).

1- сито; 2 – ребра; 3 – зливний поріг; 4 – водовід.

Зигзагоподібний рух матеріалу по просіюючій поверхні сприяє його розділенню за крупністю, а підйом і падіння – дезінтеграції.

Ефективне грохочення забезпечується при частоті обертання барабану $n \leq (0,3 - 0,4) n_{кр}$, а ефективна дезінтеграція – при частоті обертання $n = (0,7 - 0,8) n_{кр}$, тому при промивці важкопромивних руд ці операції розділяють. Ефективність промивки в барабанних грохотах і бутарах складає 75 – 85 %.

Скрубери застосовують при переробці важкопромивних корисних копалин крупністю до 300 мм або як апарат для попередньої дезінтеграції матеріалу з грудковою глиною перед промиванням у коритній мийці.

Скрубери (рис. 5.5) на відміну від барабанних грохотів мають глухий барабан 1 з торцевими кришками 2 і 4, які обладнані горловиною 3 для завантаження вихідного матеріалу і горловиною 6 для розвантаження дезінтегрованого матеріалу.

Барабан обертається з частотою до 90 % від критичної. В нього безперервно подаються матеріал і вода. Воду подають по стаціонарному водоводу 9 під тиском 0,15–0,30 МПа. Ступінь заповнення скрубера складає до 25 % його об'єму, тому матеріал постійно перебуває у воді, що прискорює процес дезінтеграції, яка здійснюється унаслідок стирання і ударів грудок по виступах поверхні скрубера. Для інтенсифікації процесу дезінтеграції, перетирання і перемішування матеріалу барабан усередині армується спеціальними пристроями (виступами, ножами) 5, у нього завантажують обрізки балок, рейок і т.п. В горизонтально встановлених скруберах для транспортування матеріалу до розвантажувальної горловини виступи розташовані по гвинтовій лінії. У нахилених скруберах транспортування матеріалу забезпечується кутом нахилу вісі скрубера, що складає 3–6°. В процесі роботи скрубера руда переміщується у каскадному режимі і піддається дії як механічних, так і гідродинамічних сил.

Розрізняють скрубери прямотечійні (рис. 5.5 а) і протитечіїні (рис. 5.5 б).

У прямотечійних скруберах (рис. 5.5 а) напрям руху води і матеріалу збігаються. Шлам видаляється через вузьку перфоровану зону в задній торцевій кришці. Мита руда розвантажується зі скрубера через лопатевий ліфтер 7 і жолоб 8.

У протитечіїних скруберах (рис. 5.5 б) напрями руху води і матеріалу зустрічні, таким чином при переміщенні вздовж барабану матеріал постійно промивається свіжою водою. Шлам видаляється через перфоровану торцеву кришку в зоні завантаження, а мита руда – че-

рез лопатевий ліфтер 7 і жолоб 8. Така конструкція скрубера забезпечує більш тривале перебування матеріалу в скрубері і кращу його дезінтеграцію.

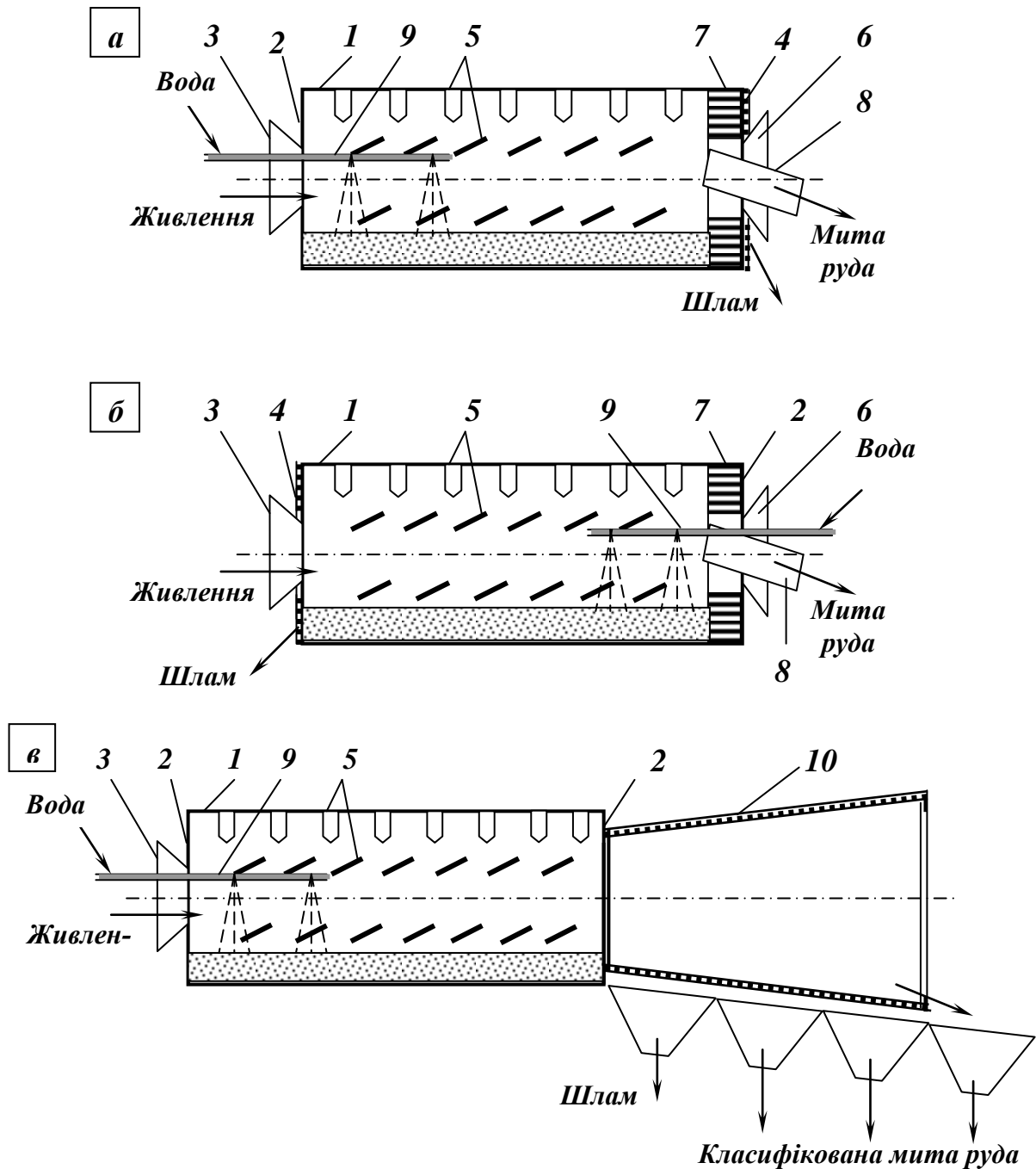


Рис. 5.5 – Схеми скруберів і скрубер-бутари.

а – прямотечійний скрубер; **б** – протитечійний скрубер; **в** – скрубер-бутара.

1 – барабан; 2 – глуха торцева кришка; 3 – завантажувальна горловина; 4 – перфорована торцева кришка; 5 – пристрої для дезінтеграції матеріалу; 6 – розвантажувальна горловина; 7 – лопатевий ліфтер; 8 – жолоб для розвантаження митої руди; 9 – водовід; 10 – бутара.

Скрубер-бутара (рис. 5.5 в) являє собою скрубер з'єднаний з бутарою за допомогою фланця. Скрубер-бутари призначені для промивки тих же матеріалів, що і скрубери, але крупність їх не повинна перевищувати 150 мм. Застосування скрубер-бутари дозволяє здійснити додаткове сортування і зневоднення промитого матеріалу.

Технічні характеристики барабанних грохотів, бутар, скруберів і скрубер-бутар наведені в табл. 5.4.

Таблиця 5.4 – Технічні характеристики промивних грохотів, бутар, скруберів і скрубер-бутар

Параметр	Грохоти і бутари			Скрубери і скрубер-бутари				
	ГБ-1,5	О-82	О-89	С-12	СБ-12	С-36	ММК-2,6	ММК-3,3
Барабан:								
-довжина, мм	4200	4200	8300	3000	3000	3560	4110	10770
-діаметр, мм	1500	1500	1330	1300	1300	7780	2600	3350
-кут нахилу, град.	3 - 8	до 10	3	0 – 6	0 – 6	–	–	–
-частота обертання, хв ⁻¹	10	10	16	19	26	21	16	15
Максимальна крупність живлення, мм	350	300	300	150	150	350	300	300
Витрати води, м ³ /т	4 – 6	4 – 6	4 – 8	1 – 2	1 – 3	2 – 5	2 – 4	2 – 4
Продуктивність, т/год	90	150	75	60	40	440	100	250
Потужність електродвигуна, кВт	5,5	7	28	13	17	300	215	500
Габарити, мм:								
Довжина	5385	4750	8780	3810	5520	14200	6900	12000
Ширина	2205	2800	3000	2155	2155	7800	3400	6300
Висота	2090	2670	2000	2230	2230	6070	4800	5600
Маса, т	5,2	7,5	12,6	5,5	6,0	172,8	40,4	154,0

Скрубери громіздкі, характеризуються підвищеною витратою електроенергії, але забезпечують високу ефективність промивання (80–90 %) при порівняно невеликій витраті води (до 4 м³/т).

Плоский вібраційний грохот важкого типу (рис. 5.6) зі зрошенням являється простішою вібраційною промивною машиною.

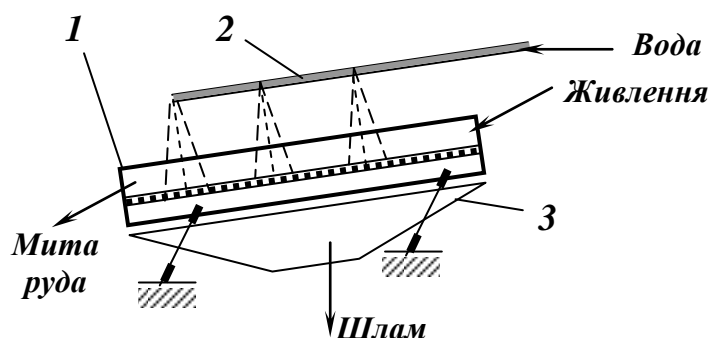


Рис. 5.6 – Схема промивного віброгрохота.

1 – грохот; 2 – водовід;
3 – піддон.

Віброгрохоти застосовують при промивці легкопромивних матеріалів, в основному для відділення пилюватих і мулистих частинок і супісків. Диспергування і відділення шламів відбувається під дією вібрацій і води, що подається на бризкала під тиском 0,15 – 0,20 МПа.

Ефективність промивки на віброгрохотах складає 75 – 85 % при витратах води 2 – 4 м³ на 1 м³ матеріалу.

Технічні характеристики віброгрохотів для промивки наведені в табл. 5.5.

Таблиця 5.5 – Технічні характеристики віброгрохотів

Параметр	ГІТ 32	ГІТ 41	ГІТ 42	ГІТ51	ГІТ 52	ГІТ 71
Площа сита, м ²	3,1	4,5	4,5	7,9	7,9	12,5
Число сит	2	1	2	1	2	1
Кут нахилу короба, град	10-30	10-30	10-30	10-30	10-30	10-30
Частота коливань, хв ⁻¹	776; 970	800	730; 970	730	543; 970	520; 730
Амплітуда коливань, мм	3-5	3	3-5	3-7	3-5	4-8
Розмір отворів сит, мм	12-40	12-80	12-80	6-80	20-100	50-120
Потужність електродвигуна, кВт	10	13	13	17	22	30
Продуктивність, т/год	200	360	360	500	500	800
Габарити, мм:						
довжина	3300	3100	3600	4010	4400	5500
ширина	2000	2200	2300	2687	3100	3500
висота	1300	1500	1300	1487	1900	1800
Маса грохота, т	3,3	4,8	5,0	6,0	7,5	13,5

Вібромийки (рис. 5.7) застосовують для промивання середньо- і важкопромивних матеріалів крупністю до 150 мм із домішками середніх і важких суглинків. Використання вібрацій сприяє підвищенню ефективності процесу дезинтеграції і відділення глини.

Вібромийки з двома промивними ваннами трубчатої форми (рис. 5.7 *а*) застосовують для промивки середньопромивних матеріалів, вібромийки з чотирма ваннами (рис. 5.7 *б*) – для промивки важкопромивних матеріалів.

Вібромийки для промивки середньопромивних матеріалів (рис. 5.7 *а*) складаються з двох перфорованих в нижній частині промивних ванн 1, з'єднаних між собою траверсами 2. Ванни установлені на рамі 7 на пружинних амортизаторах 5. В центрі системи між ваннами установлений віброзбуджувач 3 дебалансного типу, що надає ваннам поперечні кругові коливання. У верхній частині кожної ванни розміщені бризкальні пристрої 4 для зрошення матеріалу водою. На розвантажувальному кінці ванни є поріг 6 для створення шару матеріалу у ванні, що сприяє кращому його промиванню.

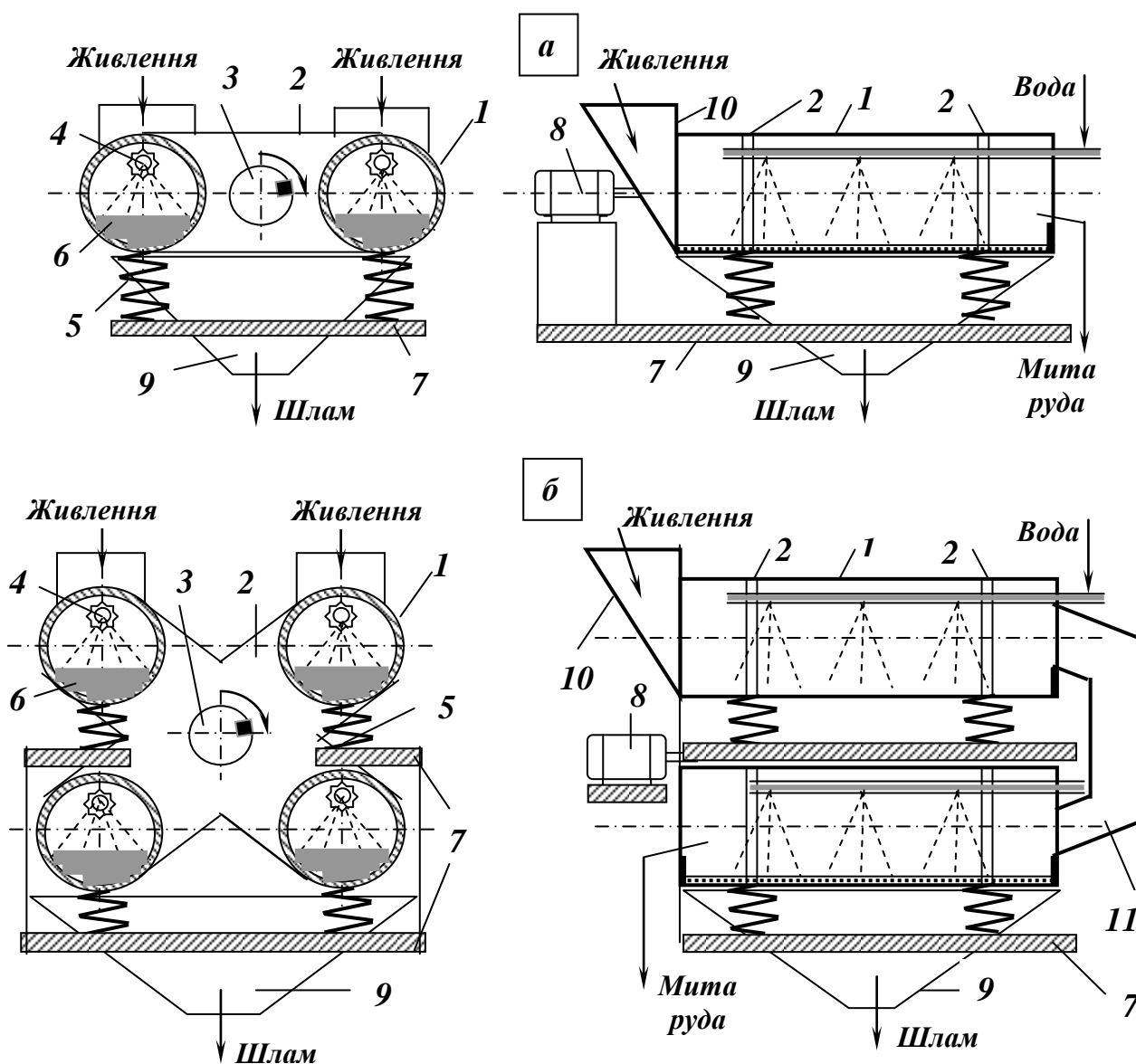


Рис. – Схеми вібромийок.

а – для середньопромивних руд; *б* – для важкопромивних руд.

1 – ванна трубчатої форми; 2 – траверса; 3 – віброзбуджувач; 4 – бризка-
ла; 5 – амортизатори; 6 – зливний поріг; 7 – рама; 8 – електродвигун; 9 –
піддон; 10 – завантажувальна лійка; 11 – перехідний патрубок.

Вихідний матеріал рівномірно завантажується в обидві ванни. Диспергована глина разом з водою видаляється через перфорацію в нижній частині трубчастих ванн. Товщина шару матеріалу в мийці регулюється висотою зливних порогів 6 на розвантажувальному кінці ванни. Митий продукт перед виходом з машини споліскується чистою водою під тиском.

Вібромийка для промивки важкопромивних матеріалів (рис. 5.7 б) являє собою агрегат із двох рядів ванн трубчастого перетину 1, що установлені на амортизаторах 5. Матеріал для промивання разом з водою подається в дезінтеграційні труби верхнього ряду з глухими стінками. Тут під дією кругових коливань, що створюються дебалансним вібробуджувачем 3, глинисті домішки відділяються і матеріал по перехідному патрубку 11 переміщається в промивні труби нижнього ряду з перфорованими стінками. У нижніх трубах завершується процес відділення глини, промивки і зневоднення матеріалу.

Вібромийки характеризуються високою продуктивністю, малими габаритами, невеликими питомими витратами електроенергії (0,25–1 кВт·год/т) і води (2–3 м³/м³). Технічні характеристики вібромийок наведено в табл. 5.6.

Таблиця 5.6 – Технічні характеристики вібромийок

Параметр	ВМІ-25	ВМІ-40	ВМІ-70	ВМІ-100	СМД-88	СМД-158
Промивальна ванна:						
число ванн	2	2	2	2	4	2
діаметр барабана, мм	-	-	-	-	800	700
ширина жолоба, мм	400	500	600	800	-	-
довжина барабана (жолоба), мм	1000	3200	3200	3200	3000	2520
кут нахилу, градус	1 – 2	1 – 2	1 – 2	1 – 2	2 – 3	0 – 2
частота коливань, хв ⁻¹	970	970	970	970	750	980
амплітуда коливань, мм	5,7	5,5	5,0	5,0	8,0	7,0
Максимальна						
крупність живлення, мм	80	100	120	150	150	150
Витрати води, м ³ /т	1 – 1,5	1 – 1,5	1 – 1,5	1 – 1,5	1 – 1,5	1 – 1,5
Продуктивність, т/год	25	40	55	70	60	50
Потужність						
електродвигуна, кВт	17	28	40	55	44	40
Габарити, мм:						
довжина	3220	4400	4750	4900	4000	4300
ширина	1500	1750	2200	2450	2750	3000
висота	2200	2750	2750	2900	3100	2820
Маса, т	1,7	2,7	3,2	4,2	8,9	3,3

Похилі і горизонтальні коритні мийки можуть бути застосовані при переробці корисних копалин усіх категорій промивності, але головним чином вони використовуються для важкопромивних матеріалів. Крупність живлення для апаратів цього типу за паспортними даними звичайно не перевищує 100 мм. Але фактично їх можна використовувати тільки для промивки дрібних класів, тому що ці машини не здатні забезпечити розмив грудок важкопромивної глини крупністю більше 20 мм і середньопромивної глини крупністю більше 40 мм.

Похилі коритні мийки (рис. 5.8) складаються із ванни 1 прямокутної або овальної форми. Кут нахилення ванни складає до 17° . У середині ванни розташовані два вала 2 з лопатями, що обертаються назустріч один одному.

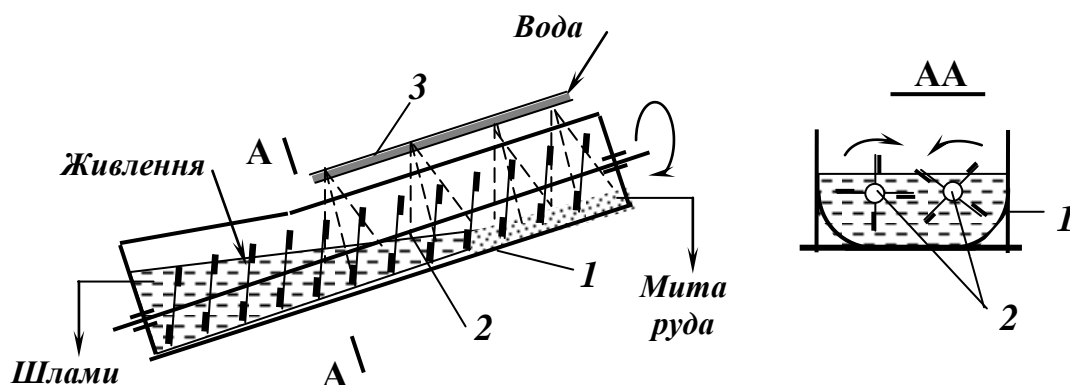


Рис. 5.8 – Схема похилої коритної мийки.

1 – ванна; 2 – вал з лопатями; 3 – водовід з соплами.

Завантаження вихідного матеріалу здійснюється поблизу від нижнього кінця ванни, що заповнена на дві третини водою, яка подається через сопла водоводу 3. Під дією лопатей, що закріплені під кутом $30-45^\circ$ по відношенню до вала, руда перемішується, дезінтегрується і транспортується по дну ванни угору до розвантажувального кінця. В коритній мийці вода і матеріал рухаються назустріч одне одному. Вище дзеркала пульпи в середній частині ванни для відмивки шламів передбачено зрошення водою, що подається під тиском $0,1-0,2$ МПа через сопла водоводу 3. Відмиті шлами з водою видаляються в нижній частині ванни через зливний поріг, висота якого регулюється. Мита руда розвантажується через отвір в верхній торцевій стінці ванни.

Горизонтальна бичова промивна машина (рис. 5.9) застосовується для промивки важкопромивних марганцевих руд крупністю до 70 мм. Вона складається з трьох паралельно розміщених відділень А, Б, В. Перші два відділення призначені для дезінтеграції руди, а третє – для промивки.

Відділення дезінтеграції являє собою ванну, вздовж якої встановлено горизонтальний вал 1. На валу 1 по гвинтовій лінії закріплені бичі 2. У відділенні дезінтеграції *А* руда з допомогою спірально розташованих бичів рухається до протилежного кінця ванни, звідки через вікно 3 у перегородці переходить у друге відділення дезінтеграції *Б*. Тут процес здійснюється аналогічно, але руда рухається в зворотному напрямку. Глинисті включення в основному руйнуються в відділеннях *А* і *Б*.

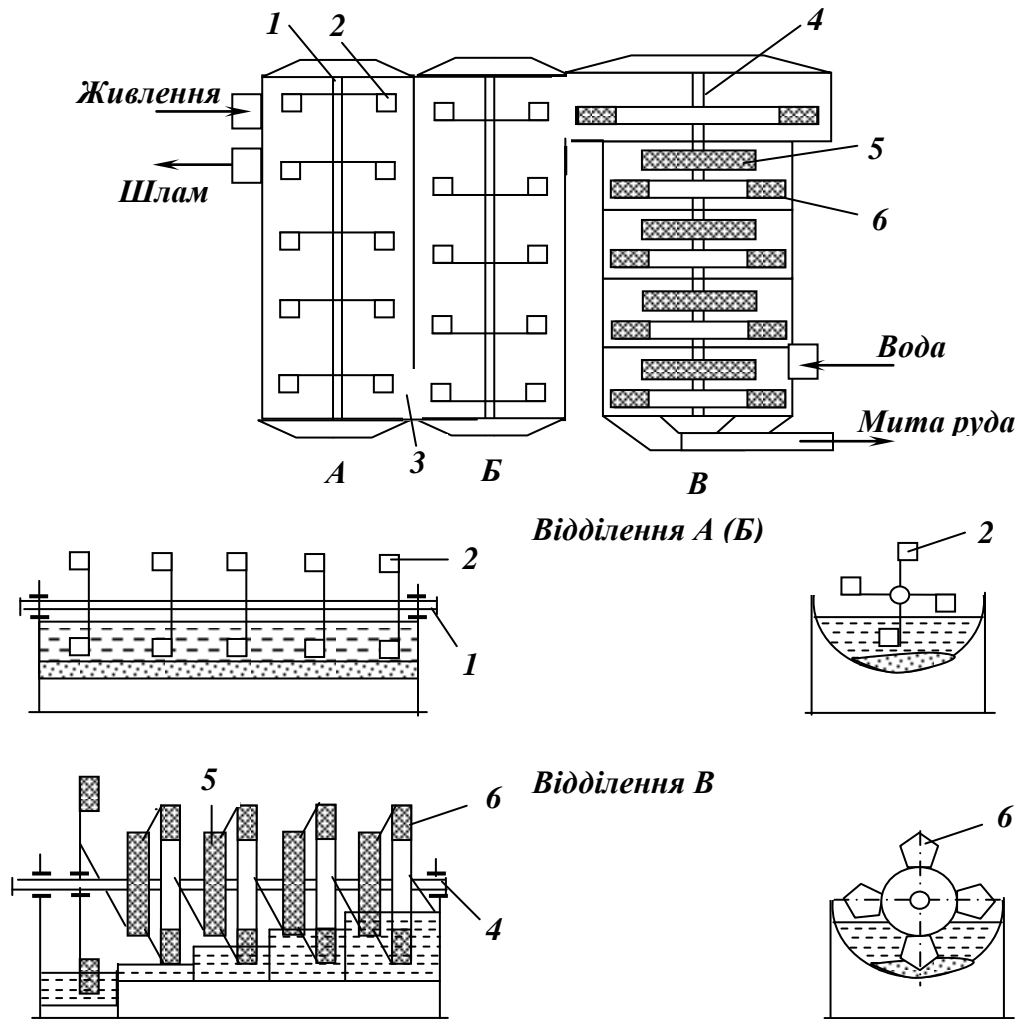


Рис. 5.9 – Схема горизонтальної бичової промивальної машини.
1, 4 – вали; 2 – бичі; 3 – перехідне вікно; 5 – барабанні грохоти;
6 – черпакові елеватори

Промивне відділення *В* являє собою ванну, розділену перегородками на п'ять окремих камер. Вздовж ванни встановлено вал 4, на якому закріплені невеликі барабанні грохоти 5 і колісні черпакові елеватори 6 (по одному на кожену камеру). Барабанні грохоти призначені для інтенсифікації промивки руди (відділення глини і шламу), а черпакові елеватори для послідовного транспортування матеріалу з камери в камеру. На внутрішній поверхні грохотів закріплені смуги, які утворюють спіральну лінію і сприяють переміщенню матеріалу.

Дріб'язок при цьому просіюється через отвори сита. Напряму руху матеріалу у бичовій машині – проти течії промивної води. Вивантаження митої руди з машини здійснюється елеваторним колесом (останнім по ходу руху матеріалу) в жолоб з перфорованим днищем. Дріб'язок з водою проходить крізь щілини днища, а мита руда розвантажується на кінці жолоба. Шлами і глина видаляються з водою через зливний поріг у відділенні А. Таким чином, загальна довжина горизонтальної машини в 3 рази більша довжини звичайної коритної мийки, що дозволяє промивати в ній матеріали із значним вмістом глини.

До переваг коритних мийок варто віднести високу ефективність (85 – 95 %), надійність конструкції, невеликі витрати води (1–2 м³/м³) і електроенергії (0,25–0,75 кВт·год/т). Основним недоліком коритних мийок є значне ошламлювання корисних компонентів у процесі промивання.

Технічні характеристики коритних мийок наведені в табл. 5.7.

Таблиця 5.7 – Технічні характеристики коритних мийок

Параметр	Похилі мийки			Горизонтальні мийки		
	К-7	К-12	К-14	МБМ	МБМ-1	МПМ-3,2
Розміри ванни:						
довжина, мм	7500	9050	9000	4800	4800	6000
ширина, мм	1650	2940	3350	-	-	-
кут нахилу, градус	6 - 12	8 - 12	8 - 12	-	-	-
діаметр кола, яке описується, мм:						
лопатями,	750	1200	1400	-	-	-
лопатками,	-	-	-	2400	2400	3200
ковшами	-	-	-	2200	2200	3570
частота обертання валів, хв ⁻¹ :						
лопатевих,	21	15	15	-	-	-
бичових,	-	-	-	8,4	8,4	6,9
ковшових	-	-	-	3,2	4,5	6,6
Максимальна крупність живлення, мм	40	100	100	100	100	100
Витрати води, м ³ /т	2 - 4	2 – 3	2 - 4	2 - 4	2 - 4	2 – 4
Продуктивність, т/год	100	120	150	150	150	250
Сумарна потужність електродвигунів, кВт	32	55	75	64,8	63,7	146,3
Габарити, мм:						
довжина	1600	11810	11960	7180	7030	8655
ширина	2840	3460	3730	9665	10230	12360
висота	1000	1940	2160	3770	3820	5115
Маса, т	10,5	23,5	31,8	61,0	58,8	115,0

У промивних баштах промивка матеріалів базується на самодиспергуванні глинистих включень у воді.

Промивна башта (рис. 5.10) являє собою залізобетонну циліндричну шахту 1 діаметром 5 – 10 м і висотою 10 – 20 м. Конічна основа башти (днище) виконана з кутом нахилу твірних до горизонту 50 – 100°.

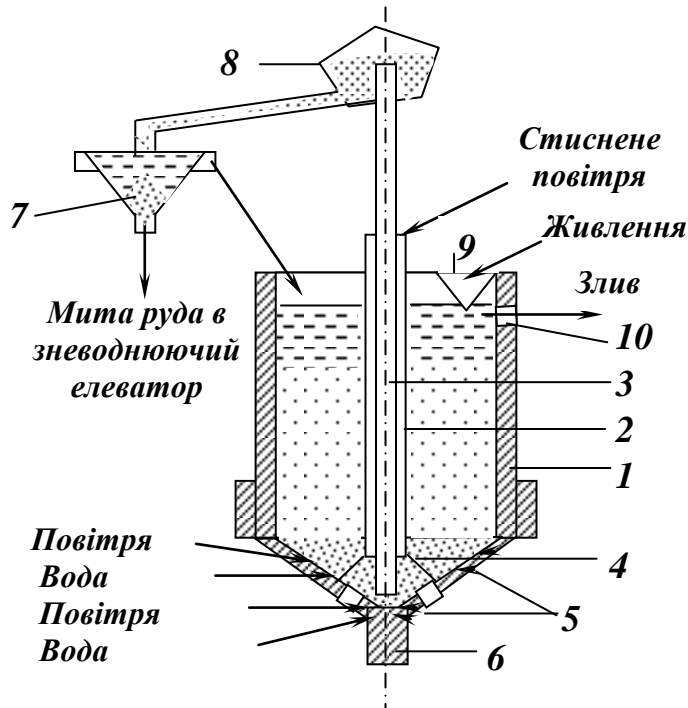


Рис. 5.11 – Схема промивної башти.

- 1 – циліндрична шахта;
- 2 – обсадна труба;
- 3 – ерліфтний підйомник;
- 4 – ковпак;
- 5 – сопла;
- 6 – шлюз;
- 7 – згущувальна лійка;
- 8 – деаераційна камера;
- 9 – завантажувальна лійка;
- 10 – зливна труба.

По осі башти встановлена обсадна труба 2, всередині якої розміщено ерліфтний підйомник 3. Обсадна труба у верхній частині башти закріплена розтяжками до її стінок, а в нижній частині опирається на ковпак 4. Між похилими стінами днища башти і ковпаком є щілина шириною 200 мм для випуску митої руди. У нижній частині башти встановлені сопла 5 для подачі промивної води і стисненого повітря, яке інтенсифікує процес промивки. Вихідна руда завантажується у верхню частину башти конвеєром через пристрій 9. Руда поступово переміщується в башті вниз, безперервно промивається водою, яка подається знизу, і проходить кільцевою щілиною під ковпак 4, де здійснюється додаткова її промивка. Мита руда ерліфтом подається в деаераційну камеру 8, де здійснюється відділення повітря від потоку пульпоповітряної суміші. Мита руда з водою самопливом направляється в згущувальну лійку 7. Злив лійки (тонкий шлам) повертається у башту, а згущений продукт направляється на зневоднення. Злив башти виводиться у верхній її частині через зливну трубу 10. Для уловлювання сторонніх предметів (напр., металічних), що надходять разом з рудою, внизу башти встановлено шлюз 6.

Промивні башти використовуються в основному при промивці бурозалізнякових руд. Тривалість обробки руди залежить від ступеня промивності і коливається в межах від 2 до 24 год. при витратах води $2 - 2,5 \text{ м}^3/\text{т}$ і стисненого повітря $2 - 3 \text{ м}^3/\text{т}$. Переваги даного способу полягають у відносно низькій стираності мінералів і відповідно менших втратах цінного компоненту. Але у зв'язку з громіздкістю башт, малою зносостійкістю і надійністю їх окремих вузлів промивні башти не знайшли широкого застосування.

Створені *акустичні промивні машини* для очищення нерудної сировини від глинистих домішок, окисних плівок заліза (при очищенні кварцового піску).

Принцип дії акустичних промивних машин полягає в збудженні низькочастотних акустичних коливань в пульпі, що знаходиться в замкненому просторі робочої камери машини. Камера може бути у формі циліндра або ванни U-подібного чи прямокутного перетину. Робоча камера складається з послідовно з'єднаних секцій, всередині яких розміщені пружні елементи – мембрани. В підмембранні простори періодично подається і відсмоктується повітря, що надходить через золотниковий пристрій. Завдяки тому, що сусідні мембрани коливаються в протифазі, пульпа переходить у віброкиплячий стан. При певному заданому співвідношенні розрідженості пульпи, амплітуди і частоти коливань мембран забезпечуються умови для інтенсивного диспергування глинистих домішок, і відтирки окисних плівок заліза (з поверхні частинок піску).

Дослідженнями встановлена перспективність застосування *ультразвуку* для підвищення ефективності процесу промивки. Але впровадженню ультразвукового метода у виробництво перешкоджає відсутність потужної ультразвукової апаратури, яка необхідна для створення промивного апарата промислового зразка.

5.5. ТЕХНОЛОГІЯ ПРОМИВКИ

Інтенсивність промивки залежить як від фізико-механічних властивостей вихідного матеріалу і здатності рідкого середовища до розмивання глини, так і від механічної дії машин. На ефективність промивки впливають багато факторів, основні з них розглянуті нижче.

Спосіб підготовки руди перед промивкою може полягати в попередньому замочуванні, попередньому підсушуванні і попередньому сортуванні руди.

Попереднє замочування руди перед її промивкою застосовують для зниження міцності глини, що поліпшує показники процесу (тривалість промивки знижується на 25 % і більше, підвищується вилучення глинистих домішок в злив).

Попереднє підсушування руди перед її промивкою спричиняє зниження міцності глини внаслідок зменшення її об'єму і появи внутрішніх напружень, що сприяє скороченню часу диспергування глини при зануренні її у воду.

Попереднє сортування руди на вузькі класи також дозволяє значно поліпшити показники промивки в результаті оптимізації гранулометричного складу матеріалу і вмісту в ньому глинистих домішок.

Гранулометричний склад матеріалу і співвідношення між крупністю грудок глинистого і рудного компонентів найбільше впливають на промивність сировини.

При сумісній промивці крупних і дрібних класів тривалість процесу визначається тривалістю промивки крупних класів, тому в ряді випадків класифікація матеріалу перед промивкою на вузькі класи раціональна. На промивку повинен подаватися матеріал оптимальної крупності: недостача і надлишок крупних зерен негативно відбиваються на диспергуванні глини (в першому випадку внаслідок недостатнього тертя, в другому – внаслідок недостатньої площі контакту між глиною і рудним мінералом). Зі збільшенням крупності глини ефективність промивки знижується, а питомі витрати енергії зростають. Таким чином, зі збільшенням крупності руди погіршується якість процесу промивки, а зі зменшенням крупності – збільшується ступінь стирання рудних мінералів.

Продуктивність промивної машини в конкретних умовах визначається залежно від промивності руди, а також технологічних і конструктивних параметрів машини. Живлення повинно надходити в машину безперервно і рівномірно, так, щоб підтримувався необхідний час перебування матеріалу в промивному апараті. При зниженні продуктивності збільшується ступінь стирання рудних мінералів, при підвищенні – погіршується якість процесу промивки.

Розрахунок продуктивності виконують двома методами:

- за витратами енергії на промивку 1 т матеріалу;
- за необхідним часом промивки матеріалу до заданої якості.

З двох отриманих результатів рекомендується приймати найменший.

Для розрахунку продуктивності промивної машини першим методом застосовується формула:

$$Q = N\eta / q, \text{ т/год,} \quad (5.4)$$

де N – встановлена потужність електродвигуна, кВт; η – коефіцієнт використання потужності електродвигуна ($\eta = 0,7 - 0,8$); q – питомі витрати електроенергії на промивку матеріалу, кВт·год/т.

Для розрахунку продуктивності промивної машини другим методом застосовуються такі формули:

- для скрубера:

$$Q = 60W\varphi / t, \text{ т/год,} \quad (5.5)$$

де W – внутрішній об'єм барабана, м³; φ – коефіцієнт заповнення барабана матеріалом ($\varphi = 0,8 - 1$); t – необхідний час промивки матеріалу до заданої якості, хв.;

- для похилої коритної мийки з двома валами:

$$Q = 30\pi D^2 \phi Lk / t, \text{ т/год,} \quad (5.6)$$

де D – діаметр кола, що описується лопатями, м; φ – коефіцієнт заповнення корита матеріалом ($\varphi = 0,1 - 0,15$); L – довжина корита, м; k – коефіцієнт використання довжини корита ($k = 0,8 - 0,9$);

$$Q = 60m\pi R^2 \phi L / t, \text{ т/год,} \quad (5.7)$$

де m – кількість промивних ванн; R – радіус ванни, м; φ – коефіцієнт заповнення ванни матеріалом ($\varphi = 0,6 - 0,7$); L – довжина ванни, м.

Частота обертання барабанів і валів промивних машин робить вплив на технологічні показники процесу промивки. Збільшення частоти обертання барабанів і валів сприяє підвищенню продуктивності машини і збільшенню виходу нерозмитої глини.

Частота обертання барабана скрубера і скрубер-бутари залежить від їхнього діаметра і визначається за формулою:

$$n = 28 / D^{0,5}, \text{ хв}^{-1} \quad (5.8)$$

де D – діаметр барабана, м.

Кут нахилу промивних машин визначає швидкість руху матеріалу вздовж корита або барабана. Збільшення кута нахилу барабана приводить до збільшення продуктивності апарата і зменшення ступе-

ня стирання рудних мінералів. Збільшення кута нахилу корита мийки приводить до протилежних результатів.

Збільшення висоти зливного порогу в промивних машинах приводить до зменшення крупності частинок, що виносяться зі зливом, і до збільшення ступеня стирання матеріалу.

Витрата води на промивку повинна бути оптимальною. Недостатня витрата води, що подається в машину, приводить до погіршення процесу. Підвищується густина пульпи, внаслідок чого в злив виносяться крупні зерна руди, а також підвищується вихід нерозмитої глини з митою рудою.

Витрати води на промивку складають від 2 до 6 м³/т.

Підвищення *температури води* від 10 до 40°C сприяє збільшенню швидкості розмиву глини приблизно в два рази.

Сольовий склад води теж суттєво впливає на ефективність процесу промивки. Додаток реагентів (кальцинованої соди, рідкого скла та ін.) підвищує ефективність промивки і знижує тривалість розмиву глини.

Вибір типу машини для промивки здійснюється залежно від категорії промивності, крупності матеріалу і необхідної продуктивності. Для грудкового матеріалу доцільно використовувати скрубери важкого типу, для середньопромивного крупністю до 150 мм – коритні мийки і вібраційні апарати, для матеріалів середньої крупності і легкопромивних – скрубери легкого типу і барабанні грохоти. Для дезинтеграції важкопромивних пісків варто вибирати апарати, що забезпечують тривале перебування в робочій зоні при інтенсивному механічному впливі.

Контрольні запитання

1. *Галузь застосування процесу промивки.*
2. *Якими фізичними властивостями характеризуються глини?*
3. *Класифікація руд за промивністю.*
4. *Опишіть конструкції і принцип дії машин і апаратів для промивки.*
5. *Основні фактори, що впливають на показники промивки.*

6. ЗБАГАЧЕННЯ У ВАЖКИХ СЕРЕДОВИЩАХ

Мета розділу: вивчення закономірностей процесу, машин і апаратів для збагачення у важких середовищах.

6.1. ХАРАКТЕРИСТИКА ПРОЦЕСУ

Процес збагачення у важких середовищах полягає в розділенні корисних копалин за густиною в гравітаційному або відцентровому полі в середовищі, густина якого є проміжною між густинами розділюваних компонентів. Збагачення у важких середовищах – найбільш простий і ефективний гравітаційний процес, що дозволяє досягти чіткого розділення корисної копалини за заданою густиною.

При статичній сепарації основною силою розділення мінеральних частинок є гравітаційна, а протидіючою – гідродинамічного опору. Процес розділення у статичних умовах відбувається за законом Архімеда – при зануренні корисної копалини у важке середовище зерна, густина яких менше густини середовища спливають, а зерна більшої густини тонуть.

При динамічній сепарації сили розділення значно більше, ніж при статичній. В важкосередовищному циклоні відцентрова сила, що діє на частинку на вході, в 20 разів більше гравітаційної сили в нерухомому середовищі, а біля піскової насадки вона ще на порядок вища. При цьому відцентрова сила діє не тільки на збагачений матеріал, але й на середовище, тому густина середовища, що видаляється з піскової насадки значно вища, ніж на вході. Навпаки, густина середовища біля зливного патрубку значно нижче, ніж на вході.

Один з основних компонентів процесу важкосередовищного збагачення - це саме середовище. Правильний вибір середовища є однією з умов ефективності процесу. Як важкі середовища можуть бути використані розчини неорганічних солей, органічні рідини і важкі суспензії. Розчини неорганічних солей (найчастіше розчини CaCl_2 і ZnCl_2 з максимальною густиною до 2000 кг/м^3) застосовують для контролю технологічного процесу і при дослідженнях збагачуваності корисних копалин (напр., вугілля). Органічні рідини (тетраброметан з густиною 2900 кг/м^3 , рідина Сушина-Рорбаха з густиною 3650 кг/м^3 , рідина Клерічі з густиною 4200 кг/м^3 і ін.) як правило застосовуються при вивченні фракційного складу корисних копалин і при дослідженнях збагачуваності корисних копалин. У виробничих умовах використовують важкі мінеральні суспензії, що являють собою зависі тонкоподрібненої твердої речовини (обважнювача) у воді (дисперсійне середовище).

Обважнювачі, застосовувані для приготування суспензій (табл. 6.1), повинні відповідати визначеним вимогам: мати досить високу густину, не створювати шламів, легко регенеруватися, бути недорогими і недефіцитними, не містити шкідливих компонентів, що погіршують якість концентратів. Як обважнювачі застосовуються тонкоподрібнені мінерали (магнетит, пірит, галеніт, кварц та ін.), а також деякі речовини (феросиліцій, колошниковий пил, залізна окалина та ін.).

Таблиця 6.1 – Характеристика обважнювачів

Обважнювач	Хімічна формула	Густина, кг/м ³		Твердість за шкалою Мооса
		обважнювача	суспензії (максимальна)	
Барит	BaSO ₄	4400	2200	3,0 – 3,5
Пірит	FeS ₂	5000	2500	6,0 – 6,5
Магнетит	Fe ₃ O ₄	5000	2500	5,5 – 6,5
Арсенопірит	FeAsS	6000	2800	5,5 – 6,0
Феросиліцій	85 % Fe, 15 % Si	7000	3800	7,0 – 7,6
Галеніт	PbS	7500	3300	2,0 – 3,0

У практиці гравітаційного збагачення для приготування суспензій на вуглезбагачувальних фабриках використовують магнетитовий концентрат густиною 4400 – 4700 кг/м³, на рудозбагачувальних фабриках – гранульований або подрібнений феросиліцій густиною 6800 – 7200 кг/м³, а також суміші магнетитового концентрату з феросиліцієм. Гранулометричний склад магнетитового концентрату і феросиліцію, що використовуються для приготування важких суспензій при збагаченні корисних копалин, наведено в табл. 6.2.

Таблиця 6.2 – Гранулометричний склад магнетитового концентрату і феросиліцію

Клас крупності, мм	Магнетитовий концентрат		Марка феросиліцію		
	тонкий	середньої крупності	ФС-1	ФС-2	ФС-3
+0,16	2,5	5,5	2,5	6,7	5,6
0,074-0,16	3,0	9,5	17,8	35,1	41,2
0,04-0,074	5,5	11,4	19,1	24,6	33,9
0,02-0,04	49,2	41,5	11,6	9,2	8,3
0,01-0,02	35,0	30,0	39,5	16,1	8,7
-0,01	4,8	2,1	9,5	8,3	2,2
Разом	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Результати збагачення багато в чому залежать від фізичних властивостей обважнювача, а також від властивостей суспензій – густини, в'язкості і стійкості.

6.2. ВЛАСТИВОСТІ СУСПЕНЗІЙ

Суспензії і колоїдні розчини розділяються залежно від їх поведінки при дії дотичного напруження зсуву на ньютонівські рідини, в'язкопластичні системи, псевдопластичні системи і дилатансійні системи (рис. 6.1).

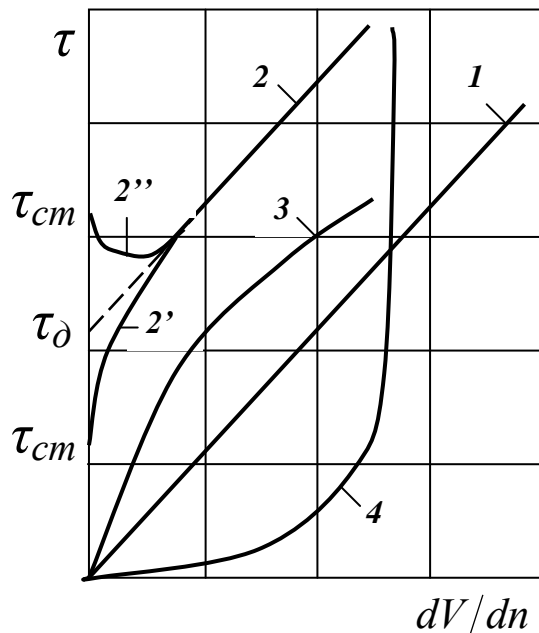


Рис. 6.1 – Залежність дотичного напруження зсуву τ від градієнта швидкості рідин dV/dn і колоїдних систем.

- 1 – ньютонівська рідина;
- 2 – в'язкопластичні системи:
- 2' – в'язкопластична система з пластичними властивостями;
- 2'' – в'язкопластична система з пружними властивостями;
- 3 – псевдопластична система;
- 4 – дилатансійна система.

Важкі суспензії внаслідок наявності в них дрібних твердих частинок є одним з видів неньютонівських рідин.

Звичайні ньютонівські рідини (рис. 6.1, залежність 1) описуються законом Ньютона, у відповідності до якого напруження зсуву пропорційне градієнту швидкості:

$$\tau = \mu \cdot dV / dn, \text{ Па}, \quad (6.1)$$

де τ – напруження зсуву, Па; μ – динамічний коефіцієнт в'язкості, що залежить від температури і тиску, Па·с; dV/dn – градієнт швидкості, с^{-1} .

У цьому випадку кожне мале напруження зсуву створює градієнт швидкості, тобто приводить рідину у рух.

Для неньютонівських рідин рівняння (6.1) несправедливе. В'язкість цих рідин є функцією не тільки температури і тиску, але й швидкості зсуву, деформації, руху і часу.

В'язкопластичні системи (рис. 6.1, залежність 2) володіють деяким статичним напруженням зсуву τ_{cm} , після подолання якого рідина починає текти. Для таких середовищ залежність між напруженням

зсуву і градієнтом швидкості при достатньо великих швидкостях має лінійний характер і підкорюється закону Шведова–Бінгама:

$$\tau = \tau_0 + \mu^* \cdot dV / dn, \text{ Па}, \quad (6.2)$$

де τ_0 – динамічне напруження зсуву, Па; μ^* – коефіцієнт структурної або пластичної в'язкості, Па·с.

У в'язкопластичних (структурних) системах взаємодія частинок приводить до їх мимовільного зчеплення і створення безперервної структури або окремих агрегатів. Динамічне напруження зсуву на відміну від статичного представляє собою напруження, яке необхідне для руйнування структури в рухомому середовищі. Співвідношення між статичним і динамічним напруженням визначається пружністю середовища: для систем з пружними властивостями $\tau_{cm} > \tau_0$ (рис. 6.1, залежність 2''), для систем з переважними пластичними властивостями $\tau_{cm} < \tau_0$ (рис. 6.1, залежність 2'). Для деяких важких суспензій τ_{cm} більше τ_0 в 6 – 9 разів.

Псевдопластичні системи (рис. 6.1, залежність 3) не описуються законом Ньютона, але і не мають граничного напруження зсуву (крива проходить через початок координат). Залежність між напруженням зсуву і градієнтом швидкості описується рівнянням:

$$\tau = \mu_k (dV / dn)^k, \text{ Па}, \quad (6.3)$$

де μ_k – уявна (ефективна) в'язкість, Па·с; k – показник степеня ($k < 1$).

При збільшенні градієнта швидкості уявна в'язкість таких середовищ зменшується. Такий характер залежності напруження зсуву від градієнта швидкості пояснюється паличкоподібною формою частинок, що створюють псевдопластичну систему. При малих градієнтах швидкості орієнтація частинок хаотична, при збільшенні градієнта швидкості орієнтація частинок змінюється в напрямку потоку, внаслідок чого зменшується уявна в'язкість середовища.

Дилатансійні системи (рис. 6.1, залежність 4) відрізняються від псевдопластичних тим, що при збільшенні градієнта швидкості уявна в'язкість таких середовищ збільшується (в рівнянні (6.3) коефіцієнт $k > 1$). При достатньо великих градієнтах швидкості напруження зсуву від нього не залежить. Така закономірність спостерігається в висококонцентрованих суспензіях (вміст твердого більше 42 %).

Важкі суспензії, що застосовуються в практиці збагачення корисних копалин, своїми властивостями наближаються або до ньютонів-

ських рідин, або до в'язкопластичних середовищ. До першої групи належать *безструктурні суспензії*, в яких взаємодія між частинками відсутня (малий вміст твердого, добавка пептизаторів). До другої групи належать *структурні суспензії*, в яких частинки твердої фази взаємодіють між собою. З технологічної точки зору структурні суспензії, що використовуються в практиці збагачення розділяють на три типи: слабкоструктурні ($\tau_0 \leq 3$ Па), структурні ($3 < \tau_0 \leq 8$ Па) і сильноструктурні ($\tau_0 > 8$ Па).

Густина суспензії розраховується за формулами (1.6) або (1.7), вона повинна бути вище густини легкої фракції і нижче густини важкої фракції. Максимальна густина суспензії визначається максимально можливим об'ємним вмістом обважнювача. Звичайно об'ємний вміст обважнювача в робочих суспензіях не перевищує 40 %. Густина робочої суспензії залежить від багатьох параметрів: мінералогікопетрографічної характеристики корисної копалини, її густини і крупності, тривалості перебування в сепараторі, реологічних властивостей суспензії. У безструктурних суспензіях густина суспензії підтримується дещо вище ніж у структурних, внаслідок більш інтенсивного осадження обважнювача на грудках корисної копалини.

В'язкість суспензії збільшується зі зростанням об'ємної концентрації обважнювача і його дисперсності і не залежить від природи обважнювача і його густини. Збільшення в'язкості середовища розділення при гравітаційному збагаченні приводить до зниження ефективності процесу. Магнетитові суспензії при високому вмісті обважнювача, наявності шламу і глини стають структурно в'язкими. У таких суспензіях погіршується процес розділення корисної копалини, особливо дрібних зерен, що не тонуть і не спливають, тому що не можуть перебороти опір середовища. Нормальні умови розділення забезпечуються при динамічній в'язкості середовища розділення, яке не перевищує 0,007 Па·с. Для розрахунку в'язкості суспензій із вмістом твердої фази до 40 % найчастіше застосовують формулу Ванда (1.9). Результати розрахунку в'язкості одержані за цією формулою близькі до фактичних при крупності обважнювача не більше 50 мкм. При більшому вмісті в суспензії крупних частинок результати одержують декілька завищеними.

Ступінь стійкості суспензії багато в чому визначає конструкцію збагачувального обладнання, режим і умови його роботи, точність розділення корисної копалини. Безструктурні суспензії, застосовувані найчастіше в практиці гравітаційного збагачення, є вкрай нестабільними системами. В міру збільшення структуроутворення або підвищення вмісту в ній твердого підвищується і стійкість суспензії. Підвищення стійкості суспензій може бути досягнуто різними спосо-

бами: створенням висхідних і горизонтальних потоків; застосуванням обважнювачів визначеного складу; додаванням реагентів-пептизаторів або глинистих матеріалів; фізико-механічними впливами. Вміст пептизаторів звичайно складає 0,001 – 0,5 % від маси обважнювача, глинистих матеріалів – 1 – 3 % . Метод стабілізації суспензії шляхом створення в робочій зоні сепаратора висхідних і горизонтальних потоків є основним і тому найпоширенішим. Висхідний потік підвищує густину розділення в порівнянні з густиною суспензії, поданої в сепаратор. Тому, щоб не знизити точність розділення, густина суспензії повинна бути декілька нижчою розрахункової.

6.3. РУХ ТІЛ В СУСПЕНЗІЯХ

Рух тіл в безструктурній суспензії є різновидом стисненого падіння їх в рідині з відповідними властивостями (густиною і в'язкістю). Швидкість падіння в суспензії крупних тіл достатньо великої густини ($Re^2 \varphi \geq 7 \cdot 10^7$ або $Re \geq 2 \cdot 10^4$) дорівнює їх швидкості падіння в рідині тієї ж густини і в'язкості. Швидкість падіння може бути визначена за формулою Ньютона-Ріттінгера (2.15) або за формулою Брайєна, Помієра і Базина:

$$V = 5,26 \sqrt{d(\delta - \Delta_c) / \Delta_c}, \text{ м/с}, \quad (6.4)$$

де d – діаметр частинки, м; δ , Δ_c – густина частинки і суспензії, кг/м³.

Для тіл, що характеризуються параметром $Re^2 \varphi < 7 \cdot 10^7$, суспензія не може розглядатись як рідина. Швидкість падіння таких тіл в суспензії менше швидкості їх падіння в рідині тієї ж густини і в'язкості. Швидкість падіння може бути визначена за методом Ляценка, за формулами (2.16), (2.17) або за формулою Шохіна:

$$V = (v_c / d) [(20,4 \cdot 10^{3c} + 2,95 \sqrt{Re^2 \varphi})^{0,5} - 4,52 \sqrt{10^{3c}}]^2, \text{ м/с}, \quad (6.5)$$

де v_c – кінематичний коефіцієнт в'язкості суспензії, м²/с; c – об'ємна концентрація обважнювача в суспензії, частки од.

При спливанні в суспензіях тіл, густина яких близька до густини суспензії ($\delta - \Delta_c < 100$ кг/м³), на швидкість їх підйому діє вплив налипання частинок обважнювача, що приводить до збільшення їх маси, зменшення швидкості підйому й іноді навіть до зміни напрямку руху. При збільшенні швидкості руху суспензії інтенсивність осадження частинок обважнювача зменшується.

Швидкість руху тіл в структурних суспензіях залежить від динамічного напруження зсуву. В них частинки обважнювача притягуються до поверхні зануреного тіла сильніше ніж одна до одної. Внаслідок цього вода частково витискається з області біля поверхні тіла і в ній створюється структура густіша і міцніша ніж в іншій масі суспензії. При русі тіла структурні зв'язки рвуться, але не на самій межі тіла, а на деякій відстані від поверхні і суспензія, що знаходиться в об'ємі між межею тіла поверхнею розриву, рухається разом з тілом. Цей агрегат має густину відмінну від густини тіла. При механічній дії мішалки або висхідного потоку структура суспензії як в масі потоку, так і приєднаному об'ємі може частково руйнуватися. В цьому випадку різниця густин, яка необхідна для подолання опору структури суспензії, зменшується і швидкість руху тіл збільшується.

6.4. АПАРАТИ ДЛЯ ЗБАГАЧЕННЯ У ВАЖКИХ СУСПЕНЗІЯХ

Важкосередовищне збагачення використовується для одержання кінцевих продуктів (при переробці вугілля) і для попереднього видалення пустої породи (при переробці руд). Різноманітність речовинного складу корисних копалин і обважнювачів та високі технологічні вимоги обумовили створення великої кількості конструкцій важкосередовищних апаратів, які розрізняються за такими основними ознаками:

- за глибиною і формою ванни розрізняють сепаратори з глибокою ванною (пірамідальні і конусні) і з мілкою (барабанні, колісні, кільцеві та ін.);
- за характером розділення матеріалу апарати можуть бути зі статичними умовами розділення (сепаратори) і з динамічними (гідроциклони);
- за характером переміщення потоку суспензії розрізняють апарати з ламінарним, турбулентним, відцентровим і вібраційним переміщенням суспензії;
- за способом стабілізації суспензії сепаратори бувають з механічним перемішуванням, із зовнішньою дією на суспензію горизонтального, вертикального, відцентрового, вібраційного або комбінованого потоку, з використанням поверхнево-активних речовин (реагентів);
- за числом продуктів збагачення апарати бувають двопродуктові і трипродуктові;
- за способом розвантаження легкого продукту розрізняють апарати з самопливним і з примусовим розвантаженням;

- за способом розвантаження важкого продукту розрізняють апарати з аероліфтами, елеваторними колесами, стрічковими, скребковими і гвинтовими конвеєрами, з відцентровим і вібраційним розвантаженням;

- за способом відділення суспензії від продуктів збагачення розрізняють апарати з зовнішнім відділенням суспензії на грохотах, з внутрішнім відділенням суспензії на решітках і з комбінованим відділенням суспензії.

Найбільше розповсюдження в практиці одержали для збагачення кам'яного вугілля крупністю понад 10 (13) мм і руд крупністю понад 3 - 5 мм сепаратори з гравітаційним полем – колісні, конусні, барабанні, для збагачення вугілля і руд меншої крупності – апарати з відцентровим полем – гідроциклони.

Колісні сепаратори (СКВ, СКВП, СКВД, СКВС) застосовують на вуглезбагачувальних фабриках для розділення крупних класів (13 – 300 мм). Вони можуть також використовуватися при збагаченні руд, особливо при крупному живленні і великій продуктивності збагачувальної фабрики.

Принцип дії колісного сепаратора (рис. 6.2) такий: вихідний матеріал в напівциліндричну ванну 1 надходить по жолобу 2. Через нижній патрубок 3 у ванну подається суспензія, яка розділяється на транспортний (горизонтальний) і висхідний (вертикальний) потоки. В ванні сепаратора вугілля розділяється в магнетитовій суспензії на фракцію, що спливає (легкий продукт – концентрат), і фракцію, що потонула (важкий продукт – відходи). Пересування легкого продукту вздовж ванни здійснюється транспортним потоком, а розвантаження гребковим механізмом 4. Залежно від продуктивності сепаратора висота шару суспензії над зливним порогом становить 30 – 80 мм, тому гребковий механізм розвантажує легкий продукт на шпальтове сито 5 для попереднього відділення суспензії і повернення її у процес. Важкий продукт осідає на дно ванни, потрапляє у ковші елеваторного колеса 6, що спирається на катки 7, і при його обертанні розвантажується із сепаратора. Решітки ковшів елеваторного колеса закріплені шарнірно. При нижньому розташуванні ковша відкрите завантажувальне вікно, а при підході до верхнього решітка повертається на шарнірі і відкриває розвантажувальне вікно, а завантажувальне закриває.

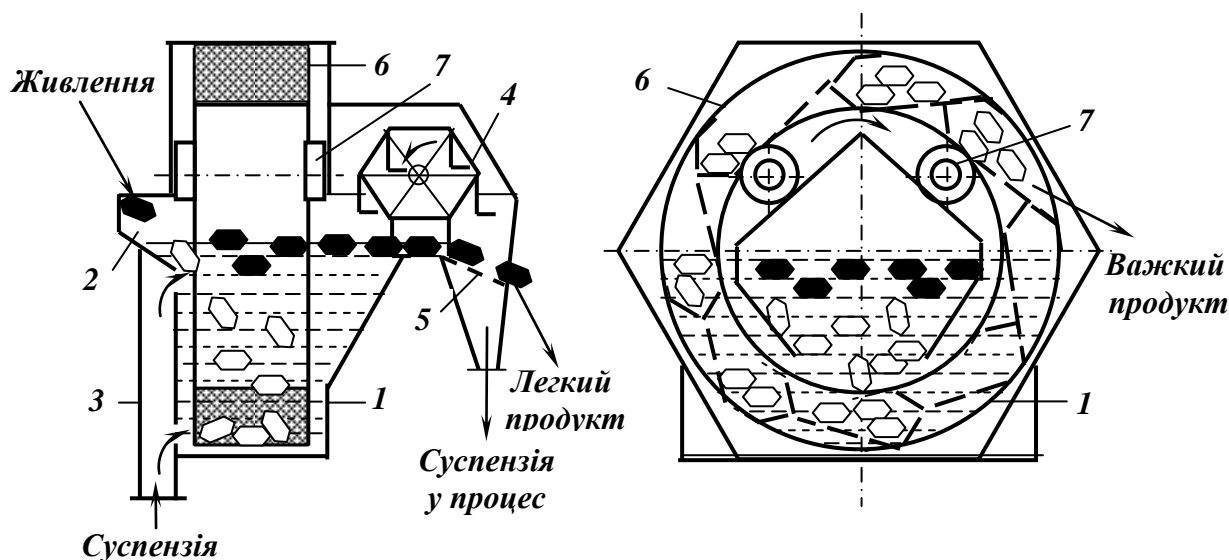


Рис. 6.2 – Схема двопродуктового сепаратора СКВ з вертикальним елеваторним колесом. 1 – корпус; 2 – завантажувальний жолоб; 3 – суспензійний патрубок; 4 – гребковий механізм; 5 – шпальтове сито; 6 – елеваторне колесо; 7 – катки.

Продуктивність колісних сепараторів залежить від ширини ванни і крупності живлення. При можливому виході легкого продукту більше 50 % продуктивність сепаратора розраховують за формулою:

$$Q = 100qB / \gamma_{\text{лп}}, \text{ т/год}, \quad (6.6)$$

де q – питома продуктивність сепаратора (табл. 6.3), т/год·м; B – ширина ванни, м; $\gamma_{\text{лп}}$ – можливий вихід легкого продукту, %.

Якщо в вугіллі міститься більше 50 % породи, необхідно перевірити транспортну здатність елеваторного колеса за формулою:

$$Q = 0,06wnzk\delta, \text{ т/год}, \quad (6.7)$$

де w – місткість одного ковша, м³; n – частота обертання елеваторного колеса, хв⁻¹; z – число ковшів елеваторного колеса; k – коефіцієнт заповнення ковшів; δ – насипна густина важкої фракції, кг/м³.

Таблиця 6.3 – Питома продуктивність колісного сепаратора

Крупність вугілля, мм	Продуктивність, т/год·м		Крупність вугілля, мм	Продуктивність, т/год·м	
	середня	найбільша		середня	найбільша
6 - 25	35	40	25 – 100	70	90
6 - 50	45	55	25 – 150	75	95
10 - 25	40	50	25 – 200	80	100
10(13) – 50	50	65	25 – 300	80	105
10(13) - 100	60	75	50 – 100	80	100
13 – 150	65	85	50 – 200	90	100
13 - 200	70	90	50 - 300	90	110

Сепаратор СКВ-32 має декілька модифікацій:

- модифікація СКВД-32 призначена для збагачення двох класів крупності (напр., 6 – 25 і +25 мм) у одному сепараторі, ванна цього сепаратора розділена на дві частини шириною 1,2 і 2 м, в ширшій частині збагачується дрібний клас, у вузькій - крупний;

- модифікація СКВС-32 призначена для збагачення сланців крупністю до 500 мм, тому число ковшів в елеваторному колесі цього сепаратора зменшене до 6 (в інших 8), щоб великі грудки могли пройти через завантажувальні і розвантажувальні вікна ковшів;

- модифікація СКВП-32 з видовженою ванною має підвищену продуктивність при тих же габаритах і енерговитратах, крім того, ці сепаратори обладнані занурювачем, що сприяє підвищенню точності розділення матеріалу в сепараторі;

- модифікація СТТ-32 з двома ваннами для розділення вугілля по двом густинам в одному апараті (рис. 6.3).

Принцип дії сепаратора СТТ полягає в тому, що вихідне вугілля по завантажувальному жолобу 1 надходить у ванну породного відділення 2, де воно за допомогою роторного занурювача 3 рівномірно розподіляється по ширині ванни і занурюється у суспензію. Робоча суспензія подається в завантажувальний жолоб і створює горизонтальний транспортний потік. У ванні породного відділення розділення здійснюється за високою густиною, продукт, що потонув (відходи), вивантажується елеваторним колесом 4, а продукт, що сплив (суміш концентрату з промпродуктом), транспортується вздовж ванни і за допомогою роторного перевантажувача 5 передається у ванну промпродуктового відділення 6. Перегородка 7 між ваннами перешкоджає переходу суспензії меншої густини із другої ванни в першу. Продукт, що потонув в другій ванні (промпродукт), вивантажується елеваторним колесом 8, а продукт, що сплив (концентрат), потоком суспензії переміщується вздовж ванни і видаляється через зливний поріг за допомогою гребкового механізму 9.

В породне відділення сепаратора надходить суспензія більшої густини, тому в промпродуктове відділення, куди суспензія переходить з першого відділення разом з сумішшю концентрату і промпродукту, подається злив регенераційних сепараторів для її розбавлення і доведення до необхідної густини. Але в зв'язку з труднощами регулювання густини суспензії в другому відділенні від випуску цього сепаратора після промислових випробовувань відмовились.

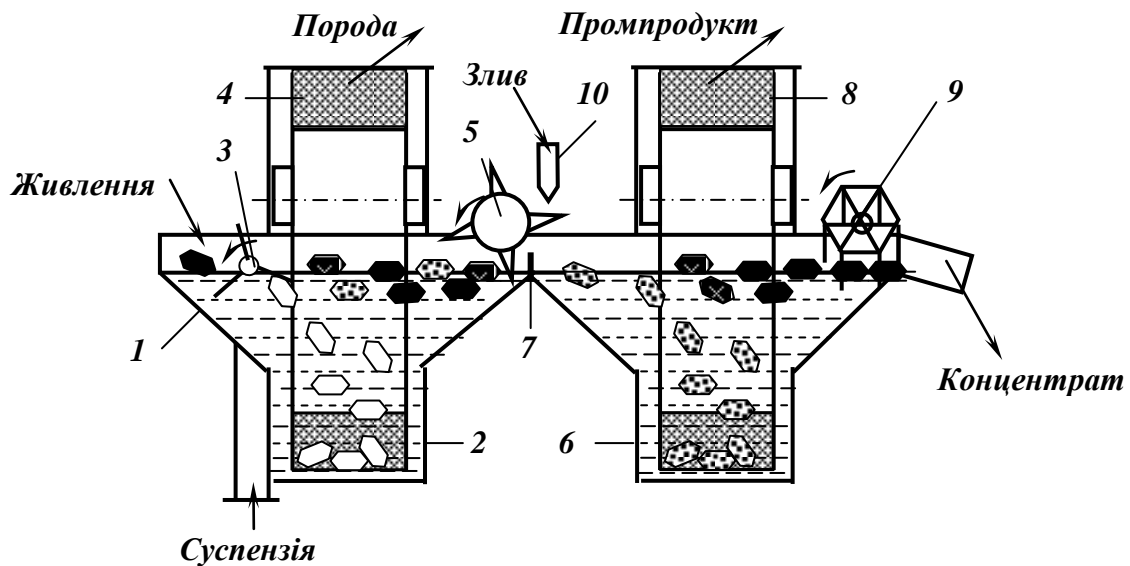


Рис. 6.3 – Схема трипродуктового сепаратора СТТ .

- 1 – завантажувальний жолоб; 2 – ванна породного відділення;
 3 – занурювач; 4, 8 – елеваторні колеса; 5 – перевантажувач;
 6 – ванна промпродуктового відділення; 7 – перегородка;
 9 – гребковий механізм; 10 – труба подачі зливу регенераційних сепараторів.

Технічні характеристики двопродуктових колісних сепараторів наведені в табл. 6.4.

Таблица 6.4 – Технические характеристики колесных сепараторов

Параметр	СКВ 12	СКВ 20	СКВ 32	СКВП 32	СКВД 32
Ширина ванны, мм	1200	2000	3200	3200	3200
Объём суспензии в ванне, м ³	4,5	8	18	27	18
Диаметр елеваторного колеса, мм	2400	4000	5450	5450	5450
Максимальная продуктивность за живлением (т/год) при крупности, мм:					
13 – 300	125	190	300	390	300
25 - 300	160	240	380	500	400
Максимальный вмест у живлении фракций, %:					
легкой (что сплывает)	75	75	75	75	75
тяжелой (что тонет)	75	75	75	75	75
Потужність електродвигунів, кВт	5,5	7,7	13,2	21,2	13,2
Габарити, мм:					
довжина	4500	4600	5500	7500	5500
ширина	3600	4500	6000	6500	5850
висота	3500	4200	5700	6000	5700
Маса, т	10,1	16,5	27,5	36,0	30,0

Для збагачення порівняно дрібних руд і неметалічних корисних копалин використовуються *конусні, пірамідальні і барабанні суспензійні сепаратори*.

Конусні сепаратори дозволяють одержувати найбільш високу точність розділення, тому що суспензія знаходиться у спокійному стані і таким чином створюються умови для більш досконалого розділення матеріалу за густиною, а також для виділення відходів з малими втратами цінних компонентів. Але внаслідок великої висоти сепараторів цієї конструкції в них важко підтримувати стабільну за густиною суспензію. Щоб розходження в густині суспензії у верхніх і нижніх шарах ванни сепаратора не перевищувало допустимої величини і не спричиняло порушень технологічного процесу, суспензія повинна готуватися з тонкодисперсного обважнювача і відносно інтенсивно перемішуватись. До того ж конусні сепаратори відрізняються найбільш високими експлуатаційними витратами, тому їх варто застосовувати лише при збагаченні цінних важкозбагачуваних руд, що містять значні кількості промпродуктових фракцій.

Застосовують конусні сепаратори з внутрішнім і зовнішнім аероліфтом (рис. 6.4). Конусний сепаратор з внутрішнім аероліфтом більш компактний, але менш економічний і зручний в експлуатації, ніж із зовнішнім аероліфтом.

Принцип дії конусних сепараторів однаковий: вихідний матеріал разом із суспензією по завантажувальному жолобу 1 надходить у сепаратор. Корпус 2 конусного сепаратора складається з конічної ємності з верхньою циліндричною частиною. По осі сепаратора на порожньому валу обертається мішалка 3. Перемішування суспензії сприяє підвищенню її стійкості. Крім того, рух суспензії і продукту, що спливає по кругових траєкторіях, приводить до збільшення тривалості перебування матеріалу в апараті, а отже – підвищення ефективності процесу розділення. Продукт, що спливає, розвантажується разом із суспензією переливом через зливний поріг у кільцевий жолоб 4 і направляється в цикл регенерації суспензії.

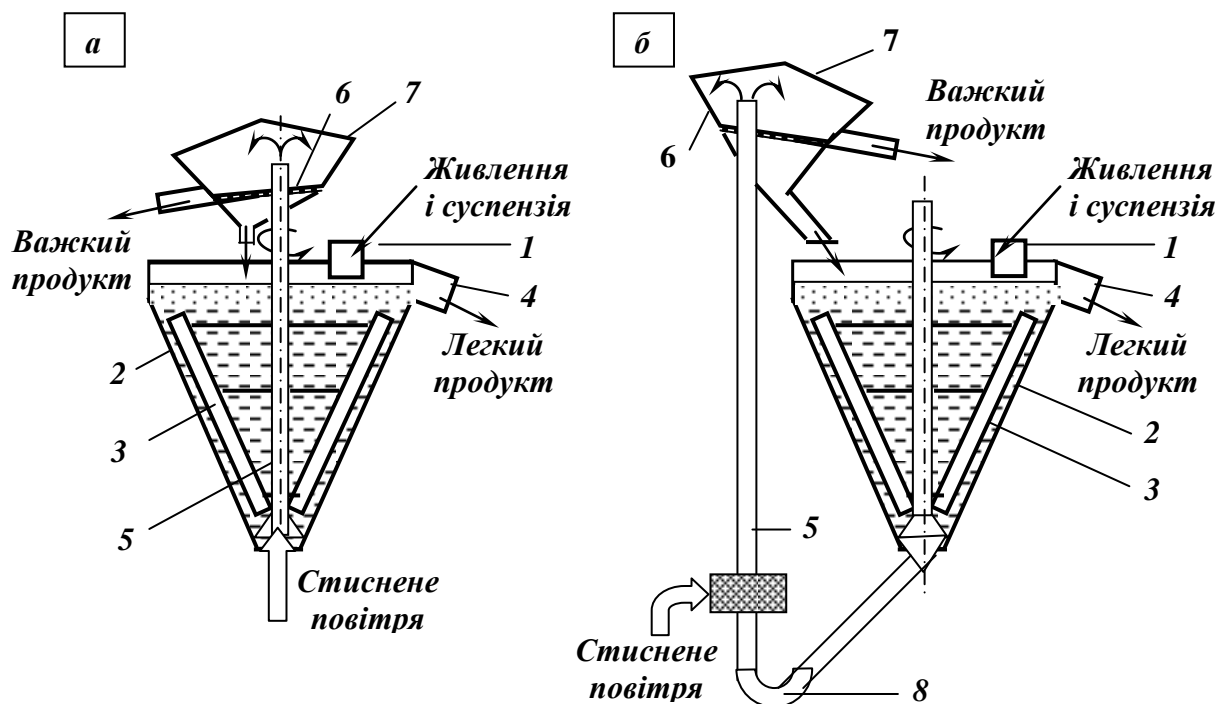


Рис. 6.4 – Схеми конусних сепараторів.

а – з внутрішнім аероліфтом; *б* – з зовнішнім аероліфтом.

1 – завантажувальний жолоб; 2 – корпус; 3 – мішалка; 4 – кільцевий жолоб; 5 – аероліфт; 6 – дренажне сито; 7 – деаераційна камера; 8 – коліно.

Важкий продукт занурюється в нижню частину конуса і за допомогою стисненого повітря аероліфтом 5 вивантажується на дренажне сито 6, де відбувається відділення суспензії і повернення її в сепаратор.

Продуктивність конусного сепаратора визначається за питомим навантаженням і площею дзеркала суспензії:

$$Q = qF = 0,8D^2, \text{ т/год}, \quad (3.7)$$

де q – питоме навантаження (табл. 6.5), т/год·м²; F – площа дзеркала суспензії, м²; D – діаметр сепаратора, м.

Таблиця 6.5 – Норми питомих навантажень суспензійних сепараторів

Руди	Крупність живлення, мм	Питоме навантаження, т/год·м ²	
		по вихідному живленню	по легкому продукту
Чорних металів	5 - 40	35 - 50	9 - 12
Кольор. і рідкісних металів:			
середньої збагачуваності	5 - 40	13 - 20	9 - 12
трудної збагачуваності	5 - 40	5 - 10	4 - 7
Флюоритові	3 - 20	2 - 3	4 - 5
Алмазовмісні	1,6 - 25	7 - 9	6 - 8

Технічні характеристики конусних сепараторів наведені в табл. 6.6.

Таблиця 6.6 – Технічні характеристики конусних сепараторів

Параметр	СК - 3	СК – 3,6	СК - 6
Діаметр, мм:			
конуса	3000	3600	6000
аероліфта	250	150	250
Стиснене повітря:			
тиск, МПа	0,30	0,28	0,36
витрати, м ³ /хв	4,5	15,0	25,0
Максимальна крупність живлення, мм	100	40	100
Продуктивність, т/год	40 – 95	100 – 180	400 – 700
Електродвигун привода мішалки:			
потужність, кВт	4,5	4,5	7,0
частота обертання, хв-1	6,0	10,0	1,6 – 2,5
Габарити, мм			
довжина	3960	4175	6640
ширина	3200	3720	6500
висота	7450	7740	12070
Маса, т	5,1	7,1	27,1

Пірамідальні сепаратори (рис. 6.5) застосовуються в тих же випадках, що й конусні і відрізняються від них способом розвантаження продуктів розділення і способом підтримки стабільності суспензії.

Вихідний матеріал завантажується у ванну 1 пірамідальної форми. Суспензія в сепаратор подається чотирма патрубками 3, що розташовані попарно в верхній і нижній частинах ванни. Важкий продукт з сепаратора вивантажується зневоднюючим елеватором 6, швидкість руху ковшів якого, з одного боку, визначається виходом важкого продукту, а з іншого – не повинна порушити спокійний стан суспензії. Транспортування вздовж ванни і розвантаження легкого продукту виконується обертовими лопатями 4. Лопаті, крім того, занурюють грудки матеріалу у суспензію, що сприяє перецифруванню матеріалу і підвищує ефективність процесу.

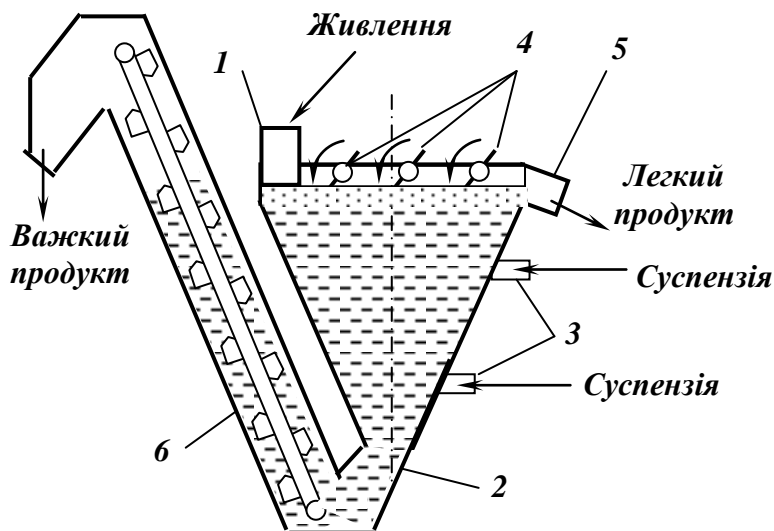


Рис. 6.5 – Схема пірамідального сепаратора.
1 – завантажувальний жолоб; 2 – корпус; 3 – суспензійні патрубки; 4 – обертові лопаті; 5 – розвантажувальний жолоб; 6 – зневоднюючий елеватор.

Барабанні сепаратори (елеваторний СБЕ і спіральний СБС) застосовуються для збагачення неметалічних корисних копалин, руд кольорових і чорних металів.

Сепаратор барабанний елеваторний (рис. 6.6 *а*) являє собою обертовий барабан 1, установлений на опорних катках 2. На внутрішній поверхні барабана закріплені перфоровані лопаті 3. На внутрішній

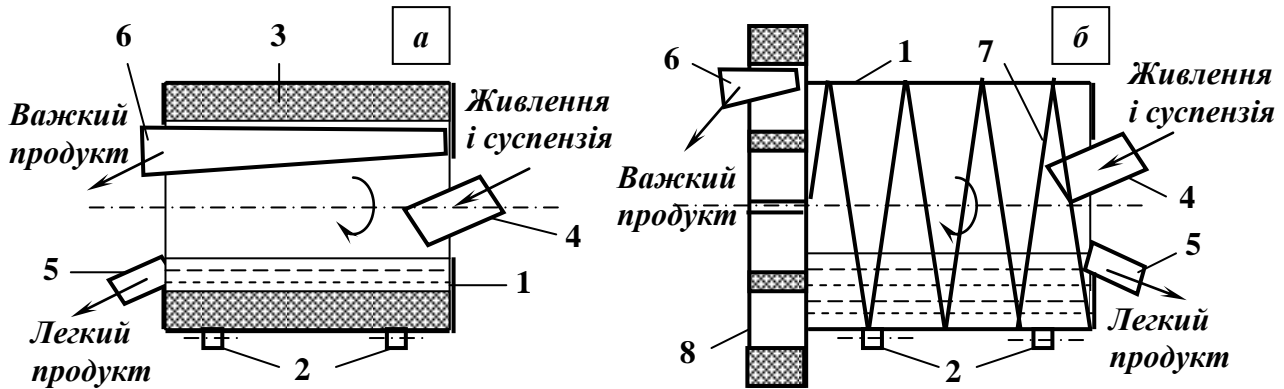


Рис. 6.6 – Схеми барабанних важкосередовищних сепараторів.
а – елеваторний сепаратор СБЕ; *б* – спіральний сепаратор СБС.
 1 – барабан; 2 – опорні катки; 3 – перфоровані лопаті; 4 – завантажувальний жолоб; 5 – розвантажувальний жолоб легкого продукту; 6 – розвантажувальний жолоб важкого продукту; 7 – двозахідна спіраль;
 8 – лопатний елеватор.

Вихідний матеріал разом із суспензією подається усередину барабана через отвір у передній торцевій стінці по жолобу 4. Барабан, заповнений суспензією, служить ванною для розділення матеріалу за густиною. Легкий продукт з потоком суспензії самопливом вивантажується в жолоб 5, а важкий – піднімається лопатями вгору і направляється в жолоб 6. Оскільки лопаті перфоровані, у жолоб 6 потрапляє лише незначна кількість суспензії.

Сепаратор барабанний спіральний (рис. 6.6 *б*) конструктивно від сепаратора з елеваторним розвантаженням відрізняється наявністю решітчастої двозахідної спіралі 7 на внутрішній поверхні барабана. При обертанні барабана спіраль переміщає важкий продукт до розвантажувального кінця, де він розвантажується із сепаратора лопатевим елеватором 8.

Продуктивність барабанних сепараторів так само, як і конусних визначається за питомим навантаженням на одиницю площі дзеркала суспензії:

$$Q = qF \approx 0,6D^2, \text{ т/год, (3.8)}$$

де q, F, D – питоме навантаження (т/год·м²), площа дзеркала суспензії (м²), діаметр сепаратора (м).

Технічні характеристики барабанних сепараторів наведені в табл. 6.7.

Таблиця 6.7 – Технічні характеристики барабанних сепараторів

Параметр	Тип сепаратора					
	спіральний			елеваторний		
	СБС-1,8	СБС-2,5	СБС-3,0	СБЭ-1,8	СБЭ-2,5	СБЭ-3,0
Характеристика барабана:						
діаметр, мм	1800	2500	3000	1800	2500	3000
довжина, мм	3600	5000	6000	1800	2500	3000
частота обертання, хв ⁻¹	3; 4; 6	3; 4; 6	3; 4; 6	3; 4; 6	3; 4; 6	3; 4; 6
Максимальна крупність живлення, мм	150	150	150	150	150	150
Продуктивність, т/год	18 – 90	32 – 160	50 – 250	18 – 90	32 – 160	50 – 250
Потужність електродвигуна, кВт	7	10	14	7	10	14
Габарити, мм:						
довжина	6570	7940	9050	3160	3970	4700
ширина	2530	2530	4030	2420	3720	3620
висота	3140	4100	4620	3080	3910	4410
Маса, т	14,7	22,3	29,1	9,9	16,6	21,1

Барабанні сепаратори найбільш економічні в експлуатації, але внаслідок малої глибини зони осадження ефективність розділення в них нижче, ніж у колісних і конусних сепараторів, тому що легкий продукт засмічується важким.

Віброуспензійні сепаратори (віброжолоби) застосовуються для збагачення залізних і золотовмісних руд крупністю 6 – 75 мм. Розрізняють прямотечі́йні і протитечі́йні віброуспензійні сепаратори (рис. 6.7).

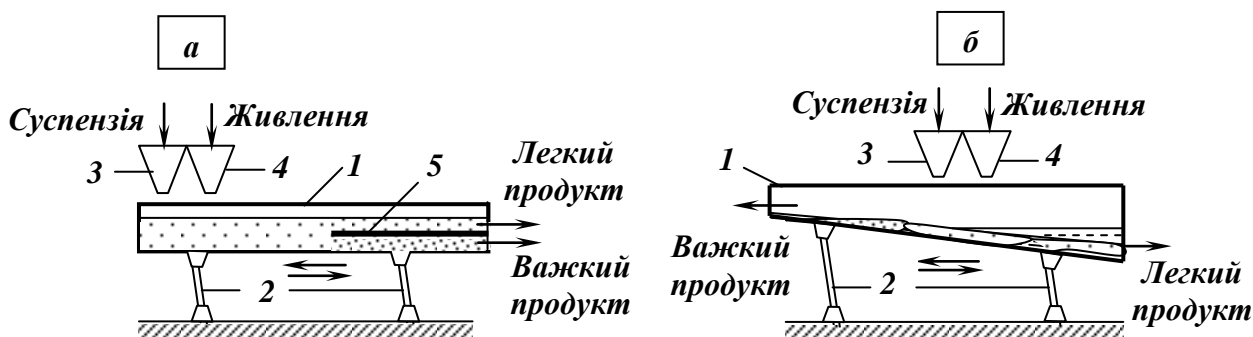


Рис. 6.7 – Схеми віброуспензійних сепараторів.

а – прямотечі́йний; *б* – протитечі́йний.

1 – жолоб; 2 – пружинні опори; 3 – суспензійний конус; 4 – бункер живлення; 5 – розділова пластина.

Вібросуспензійний сепаратор складається з жолоба 1 прямокутного перерізу, що установлений на пружинних опорах 2. Жолоб нахилений в бік розвантаження під кутом $2 - 3^\circ$ і одержує коливання від ексцентрикового приводу. Суспензія і руда надходять в жолоб відповідно з конуса 3 і бункера 4. Як обважнювач звичайно використовують дрібний концентрат збагачуваного матеріалу з вмістом його в суспензії до 60 %. Під дією вібрацій суспензія розшаровується – в нижньому шарі густина її більша, в верхньому – менша.

У прототечійному сепараторі (рис. 6.7 а) руда завантажується на поверхню суспензії на початку жолоба, розшаровується за густиною і продукти разом із суспензією рухаються до розвантажувального кінця жолоба. Продукти збагачення виводяться з жолоба окремо за допомогою розділової пластини 5 і направляються на грохот для зневоднення і відмивки обважнювача.

У протитечійному сепараторі (рис. 6.7 б) руда і суспензія завантажуються в середню частину жолоба. Після розшарування руди важкий продукт під дією вібрацій переміщується по днищу жолобу до верхнього його кінця (проти руху потоку суспензії). Легкий продукт розвантажується разом з потоком суспензії через зливний поріг на нижньому кінці жолоба.

Серійно вібросуспензійні сепаратори не випускаються.

Суспензійні циклони (рис. 6.8) застосовують для збагачення важкозбагачуваного вугілля крупністю 0,5 – 25 мм і Perezбагачення промпродуктів, а також для збагачення руд у діапазоні крупності 0,3 – 6 мм. Верхня межа крупності вугілля, збагачуваного в циклонах, складає 40 мм, нижня – 0,2 мм.

Застосування важкосередовищних гідроциклонів обумовлено низькою ефективністю розділення дрібних класів у сепараторах, де швидкість падіння частинок у суспензії зменшується пропорційно їх крупності. Для того, щоб дрібні зерна встигли розділитися в важкосередовищному сепараторі, необхідно знижувати питоме навантаження. Дуже дрібні зерна з густиною, близькою до густини розділення, у статичних умовах розділити практично неможливо. Підвищення швидкості й ефективності розділення дрібних частинок у важких середовищах досягається заміною гравітаційного поля сил відцентровим, тобто застосуванням гідроциклонів.

Усі суспензійні циклони за системою подачі збагачуваного матеріалу розділяються на дві групи:

«напірні» гідроциклони, у які матеріал у суміші із суспензією подається під гідростатичним або динамічним напором, при цьому змішування здійснюється поза гідроциклоном;

«безнапірні» гідроциклони, у які збагачуваний матеріал і суспензія подаються окремо. Суспензія в гідроциклон надходить під гідростатичним або динамічним напором, а збагачуваний матеріал – самопливом.

Важкосередовищні гідроциклонні установки дозволяють виконувати розділення на два або три продукти. Принцип дії важкосередовищних гідроциклонів той же, що і класифікаційних (п. 4.4), але вони установлюються не вертикально, а з нахилом вісі $15 - 30^\circ$ до горизонту.

У *двопродуктовий важкосередовищний гідроциклон* (рис.6.8 а) суміш вихідного матеріалу із суспензією під напором надходить по живильному патрубку 1, розташованому тангенціально до циліндричної завантажувальної камери 2. Створення в гідроциклоні поля густини робочої суспензії спричиняє розрозділення зерен матеріалу в радіальному напрямку залежно від їх густини. Легкі зерна, зважені у внутрішньому потоці, і важкі, зважені у зовнішньому, транспортуються в протилежних напрямках відповідно напрямків потоків, що приводить до розділення збагачуваного матеріалу. Легкий продукт з основною масою проясненої суспензії виводиться з гідроциклона через зливний патрубок 3 і видаляється через зливну камеру 4. Важкий продукт разом із згущеною суспензією вивантажується через нижню насадку 5 у приймальну камеру 6.

Трипродуктовий важкосередовищний гідроциклон (рис. 6.8 б) дозволяє в єдиному потоці суспензії розділити матеріал на три продукти. Він являє собою апарат, що складається з циліндричної і циліндроконічної секцій, з'єднаних між собою перехідним патрубком 7.

Суміш вихідного матеріалу із суспензією по тангенціальному патрубку надходить під напором у першу (циліндричну) секцію гідроциклона. Легкий продукт із потоком проясненої суспензії виводиться через зливний патрубок першої секції. Суміш важких фракцій з потоком згущеної суспензії надходить у другу секцію гідроциклона.

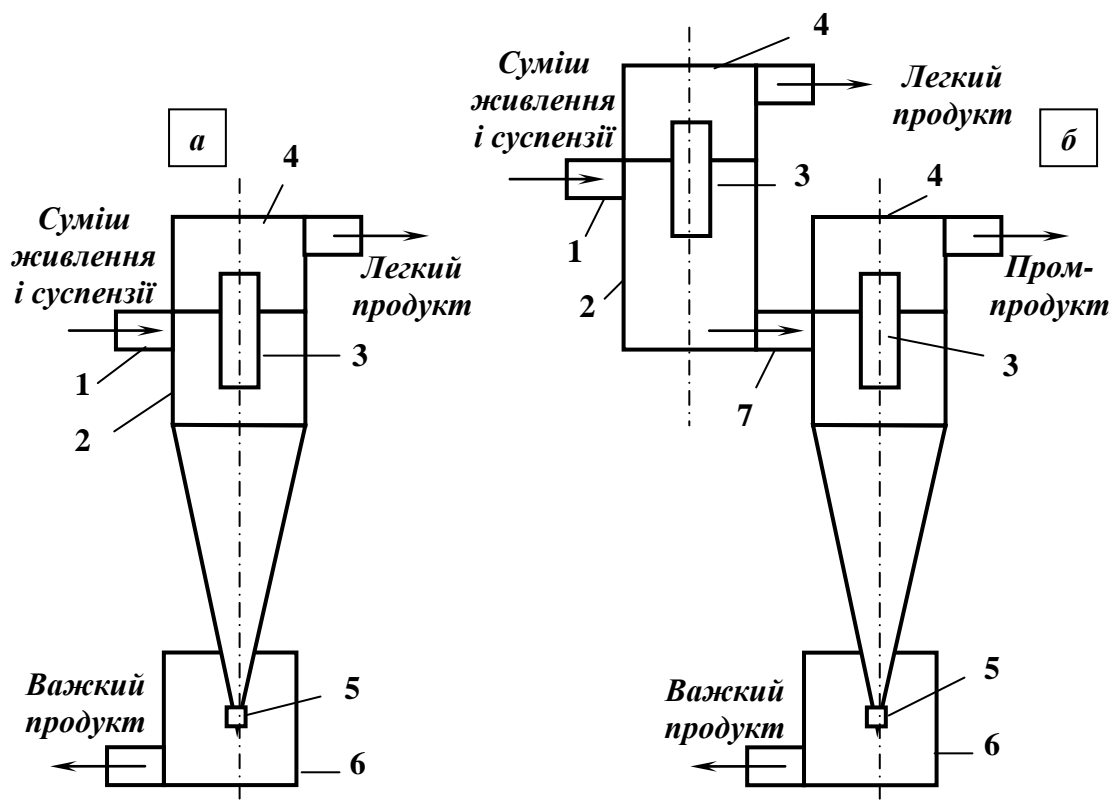


Рис. 6.8 – Схеми важкосередовищних гідроциклонів.
а – двопродуктового; **б** – трипродуктового.
 1 – живильний патрубок; 2 – завантажувальна камера; 3 – зливний патрубок; 4 – розвантажувальна камера; 5 – нижня насадка; 6 – приймальна камера; 7 – з'єднувальний патрубок.

Таким чином, у другій секції розділення важких фракцій відбувається за більшою густиною. Важкий продукт видаляється через нижню насадку, промпродукт – через зливну насадку другої секції.

Обидві густини розділення регулюються зміною густини робочої суспензії, а також діаметрами зливних патрубків першої і другої секцій та нижнього насадка другої секції.

Безнапірні гідроциклони (рис. 6.9) призначені для збагачення вугілля крупністю 0,25 – 35 мм, але вони можуть бути застосовані й для збагачення руд.

Безнапірний гідроциклон являє собою циліндричну ємність 1 з двома тангенціальними 2 і 3 і двома осьовими 4 і 5 патрубками. Вісь циклона нахилена під кутом 15 – 45° до горизонту.

На відміну від розглянутих конструкцій вихідний матеріал і суспензія подаються в апарат окремо: 90 % суспензії вводиться через тангенціальний патрубок 2 біля нижнього кінця апарата, а 10 % разом

з вихідним матеріалом через осьовий патрубок 4. Робочий тиск в циклоні складає 0,1 – 0,2 МПа (в напірних 0,4 – 0,6 МПа). Тангенціальне введення суспензії формує поле відцентрових сил, в якому і здійснюється розділення матеріалу за густиною.

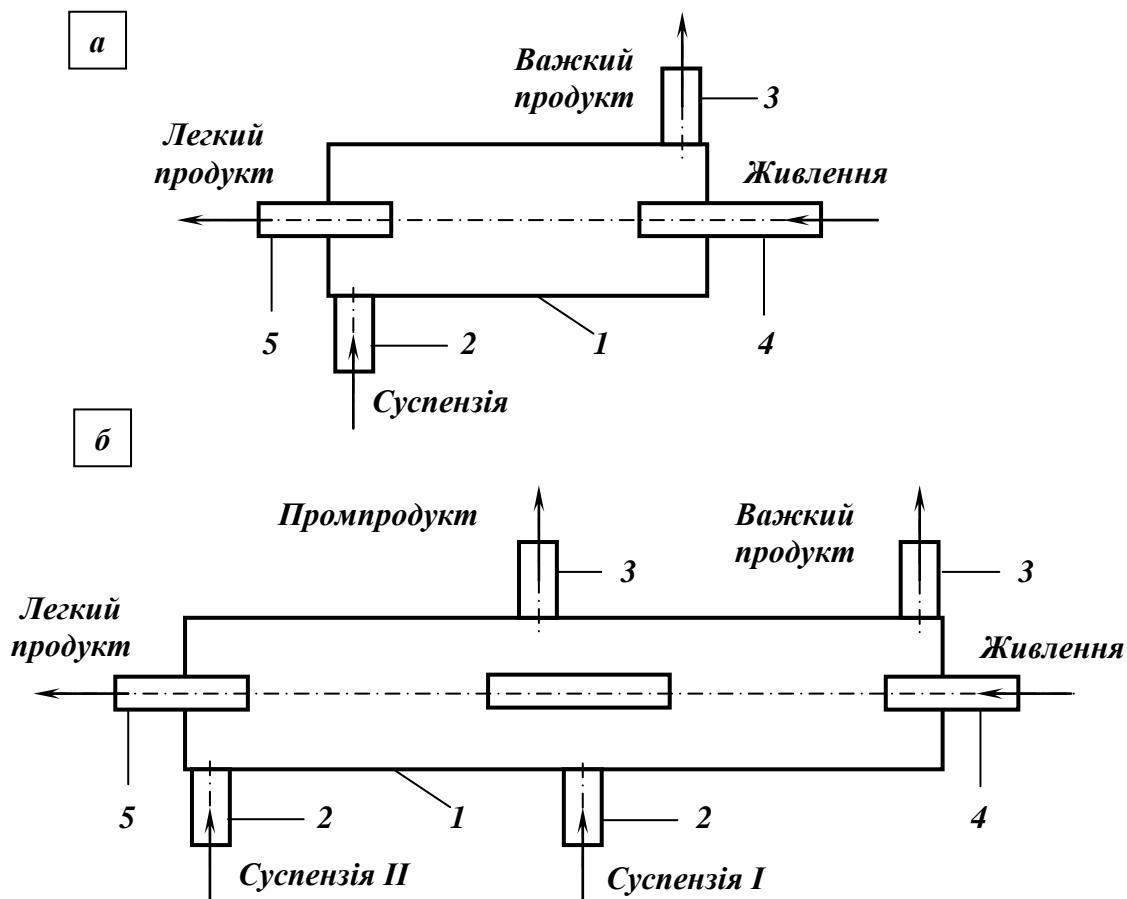


Рис. 6.9 – Схеми безнапірних гідроциклонів.

а – двопродуктовий; *б* – трипродуктовий.

1 – циліндричний корпус; 2 – суспензійний патрубок; 3 – патрубок розвантаження важкого продукту; 4 – патрубок завантаження живлення; 5 – патрубок розвантаження легкого продукту.

Важкі частинки під дією відцентрових сил досягають внутрішніх стінок апарата і видаляються разом зі згущеною суспензією через тангенціальний патрубок 3. Легкі частинки залишаються в центрі апарата і видаляються разом з розрідженою суспензією через осьовий патрубок 5.

Перевагою безнапірних гідроциклонів є їх менший знос внаслідок меншого робочого тиску.

Вихрові гідроциклони (рис. 6.10) призначені для важкосередовищного збагачення руд крупністю до 40 мм.

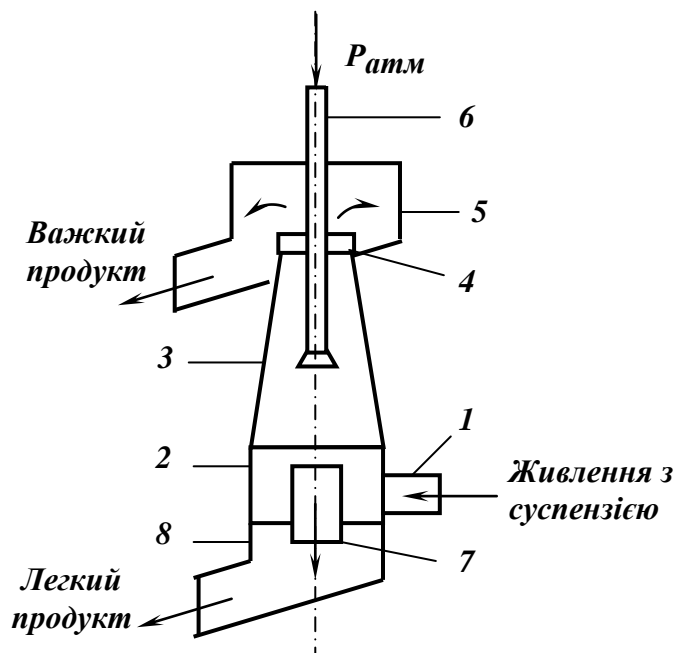


Рис. 6.10 – Схема вихрового гідроциклону.

- 1 – живильний патрубок;
- 2 – циліндрична частина;
- 3 – конічна частина;
- 4 – піскова насадка;
- 5, 8 – приймальні камери;
- 6 – повітряна трубка;
- 7 – зливний патрубок.

Вихровий гідроциклон від звичайного відрізняється тим, що його циліндрична частина 2 розташована знизу, а конічна 3 – зверху. Суспензія разом з рудою подається по живильному патрубку 1 в циклон під тиском 0,4 – 0,7 МПа. Важкий продукт рухається по внутрішній стінці конічної частини циклона і розвантажується через піскову насадку 4 в приймальну камеру 5. Легкий продукт видаляється з циклона через зливний патрубок 7 і камеру 8. Особливістю вихрового гідроциклону являється наявність повітряної трубки 6, що розташована по осі гідроциклону збоку розвантаження важкого продукту. Таким чином здійснюється контакт внутрішнього повітряного стовпа гідроциклону з зовнішньою атмосферою, в результаті чого тиск в стовпі залишається постійним і рівним атмосферному ($P_{атм} = 0,1$ МПа).

Розміщення піскової насадки у верхній частині дозволяє збільшити її діаметр в 1,5 – 2 рази, а отже збільшити крупність збагачуваного матеріалу.

Продуктивність кожного ступеня суспензійних циклонів по вихідному живленню визначається за формулою (4.17). Об'ємну продуктивність циклона можна визначити з урахуванням того, що співвідношення між живленням і суспензією за об'ємом складає (1 : 2) – (1 : 3), або за формулою (4.24). Технічні характеристики суспензійних циклонів наведені в табл. 6.8 і 6.9.

Таблиця 6.8 – Технічні характеристики двопродуктових циклонів

Параметр	Напірні			Безна- пірний	Вихрові	
	ГТ 500	ГТ 630	ГТ 710	ГТБ 500	ГВ 350	ГВ 500
Діаметр, мм	500	630	710	500	350	500
Кут конусності, град.:	20	20	20	-	20	20
Розміри вхідного патрубку, мм:	150x150	150x150	205x130	170*	60x140	110x240
Діаметр, мм:						
зливного патрубку	220	240	270; 320	200	150-180	210-250
піскової насадки	130-180	130 180	130-180	130	100-150	150-210
Тиск на вході, МПа	0,45	0,60	0,65	0,10	0,10	0,10
Крупність живлення, мм	0,2 - 25	0,2 – 25	0,2 – 25	0,5 - 35	0,5-40	0,5-60
Продуктивність:						
по вугіллю, т/год	50	80	100	50	40**	90**
по суспензії, м³/год	160	250	300	200	150	360
Габарити, мм:						
довжина	2530	3170	3700	2600	1750	2600
ширина	930	940	1200	1000	680	930
висота	2000	2200	3500	2300	1400	2150
Маса, т	1,09	1,15	2,00	1,50	0,76	1,10

* Діаметр вхідного патрубку.

**Продуктивність вихрових гідроциклонів по залізної руди.

Таблиця 6.9 – Технічні характеристики трипродуктових циклонів

Параметр	Напірні		Безнапірний
	ГТ 630/500	ГТ 710/500	ГТБ 400/350
Діаметр, мм 1-й секції / 2-й секції	630 / 500	710 / 500	400 / 350
Кут конусності, град.:			
1-й секції / 2-й секції	- / 20	- / 20	- / -
Розміри, мм:			
вхідного патрубку	150x150	205x130	140
перехідного патрубку	150x150	150x150	140
Діаметр патрубків, мм:			
зливного 1-й секції	240	270; 320	180
зливного 2-й секції	200; 220	220; 240	150
нижньої насадки	110; 130; 150	110; 120; 130	100
Тиск живлення на вході, МПа	0,60	0,65	0,10
Крупність живлення, мм	0,2 – 25	0,2 – 25	0,5 – 35
Продуктивність:			
по вугіллю, т/год			60
по суспензії, м³/год	80	100	200
Габарити, мм:			
довжина	250	300	
ширина	3580	4800	2850
висота	1580	1800	1250
висота	3620	4000	2800
Маса, т	2,05	3,10	1,80

6.5. ПРИГОТУВАННЯ І РЕГЕНЕРАЦІЯ СУСПЕНЗІЇ

Приготування суспензії виконується за допомогою комплексу КАПТС (комплекс автоматичного приготування і транспортування суспензії). Комплекс КАПТС (рис. 6.11) звичайно розміщується на магнетитовому складі і дозволяє приготувати магнетитові суспензії густиною до 2100 кг/м^3 , подавати її на висоту до 25 м при продуктивності $1,5 \text{ м}^3/\text{год}$. Друга модифікація комплексу – КАПТ-2С призначена для приготування суспензії із двокомпонентного обважнювача: феросиліцію і магнетиту з густиною до 2900 кг/м^3 .

Магнетит зі складу 1 грейферним краном 2 подається на вібраційний грохот 3 для відділення крупних випадкових речовин. Підрешітний продукт грохота надходить у бункер 4 циліндричної форми, який має добовий запас ємності. З бункера обважнювач визначеної крупності (92 – 96 % класу – $0,074 \text{ мм}$) вібраційним живильником 5 дозується і подається в агрегат 6 приготування суспензії, куди також подаються вода і стиснене повітря.

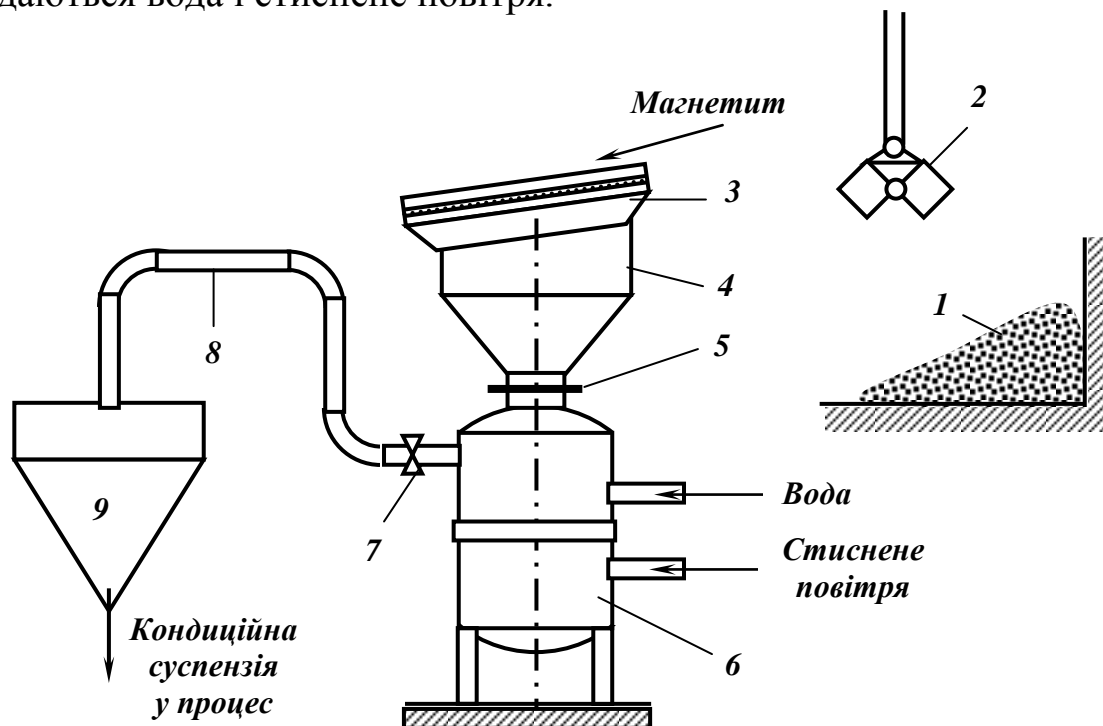


Рис. – Схема комплексу автоматичного приготування і транспортування суспензії (КАПТС).

1 – склад магнетиту; 2 – грейферний кран; 3 – вібраційний грохот; 4 – бункер; 5 – вібраційний живильник; 6 – агрегат приготування суспензії; 7 – шибер; 8 – трубопровід; 9 – бак кондиційної суспензії.

При закритому шибері 7 вода і магнетит переміщуються стисненим повітрям (приготування суспензії), при відкритому шибері 7 готова суспензія стисненим повітрям транспортується по трубопроводу 8 у бак кондиційної суспензії 9.

Комплекс КАПТС може використовуватися в двох режимах роботи – автоматичному і дистанційному. Більш раціональний перший режим, при якому завантаження апарата водою і обважнювачем, контроль рівня води, обважнювача і суспензії, приготування суспензії і її транспортування, а також світлова сигналізація здійснюються автоматично.

Робоча (кондиційна) суспензія за своїми властивостями (густина, в'язкість, стійкість) відповідає вимогам процесу важкосередовищної сепарації. Але при відмивці обважнювача утворюється значний об'єм *некондиційної (розрідженої) суспензії*, яка цим вимогам не відповідає. Некондиційну суспензію направляють на регенерацію.

Регенерація некондиційної суспензії в процесі важкосередовищного збагачення призначена для відновлення густини робочого середовища, розведеного при відмиванні магнетиту від продуктів збагачення, можливо більш повного вилучення магнетиту з промивних вод, а також для очищення суспензії від шламу, що потрапляє в неї з вихідним вугіллям. Найбільш поширеним способом регенерації магнетитової (феросиліцієвої) суспензії є магнітна сепарація, заснована на використанні розходження в магнітних властивостях магнетиту (феросиліцію) і вугільного (рудного) шламу.

При збагаченні вугілля залежно від крупності живлення і прийнятої технології переробки можуть бути застосовані одностадійна, двостадійна, комбінована і роздільна схеми регенерації суспензії.

Одностадійна схема регенерації суспензії (рис. 6.12) застосовується при важкосередовищному збагаченні крупного вугілля, якщо він має невисокий вміст шламу (не більше 2 %) і не містить глинистої породи, яка розмокає в суспензії. Вміст твердої фази в суспензії, що регенерується, не повинен перевищувати 300 кг/м^3 , у тому числі шламів не більше 150 кг/м^3 .

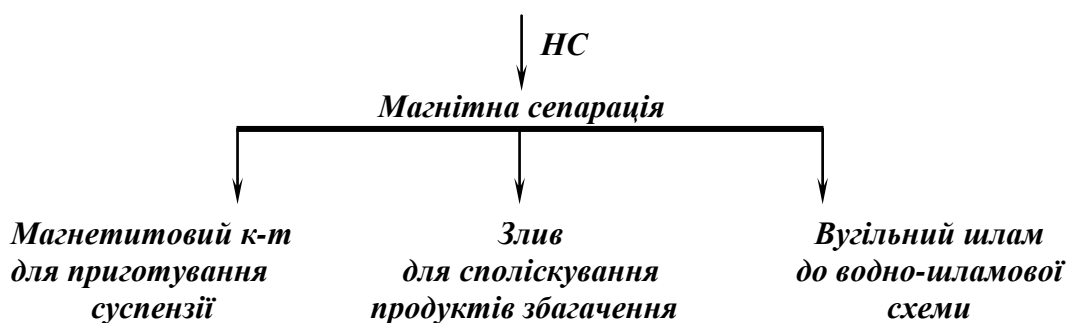


Рис. 6.12 – Одностадійна схема магнітної регенерації некондиційної магнетитової суспензії.

У двостадійній схемі регенерації суспензії (рис. 6.13) немагнітний продукт і частину зливу першої стадії направляють у другу стадію регенерації. Звичайно на два-три сепаратора першої стадії встановлюють один сепаратор другої стадії.

Двостадійну схему регенерації суспензії застосовують при важкосередовищному збагаченні дрібного вугілля. Ця схема може бути також використана при збагаченні крупного вугілля, який містить глинисту породу і шлами (більше 2 %), при цьому вміст твердої фази у суспензії, що надходить на регенерацію, перевищує 300 кг/м^3 , у тому числі шламів більше 150 кг/м^3 .

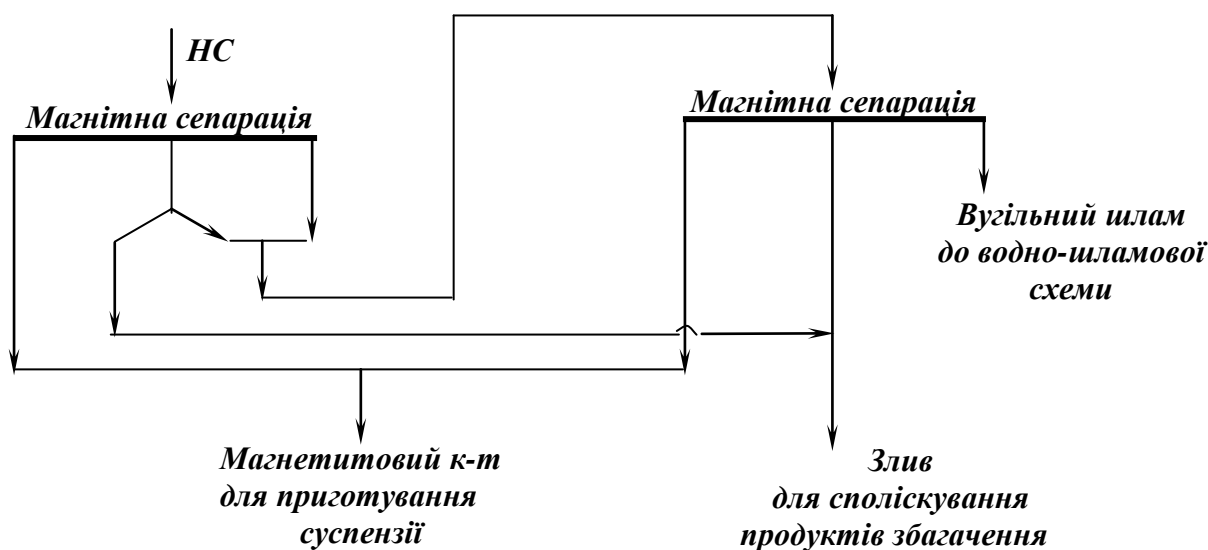


Рис. 6.13 – Двостадійна схема магнітної регенерації некондиційної магнетитової суспензії.

За комбінованою схемою регенерації суспензії (рис. 6.14) некондиційна суспензія подається в обидва сепаратори, встановлені послідовно. Крім того, у другу стадію надходить також немагнітний продукт першої стадії. Комбінована схема регенерації суспензії застосовується в тих же випадках, що і пряма двостадійна. Однак при збагаченні дрібного вугілля більш прийнятна двостадійна схема регенерації, а при збагаченні крупного вугілля за високою густиною розділення у випадку вмісту в некондиційній суспензії понад 150 кг/м^3 шламу віддають перевагу комбінованій схемі регенерації.

Схема роздільної регенерації (рис. 6.15) передбачає подачу отриманої після відмивання обважнювача на грохотах некондиційної суспензії в окремі магнітні сепаратори. Немагнітний продукт і зливи магнітних сепараторів класифікують по граничному зерну $0,2 \text{ мм}$ в окремих класифікаційних гідроциклонах. Зернисті згущені продукти додають до відповідних продуктів флотації і зневоднюють разом з ними.

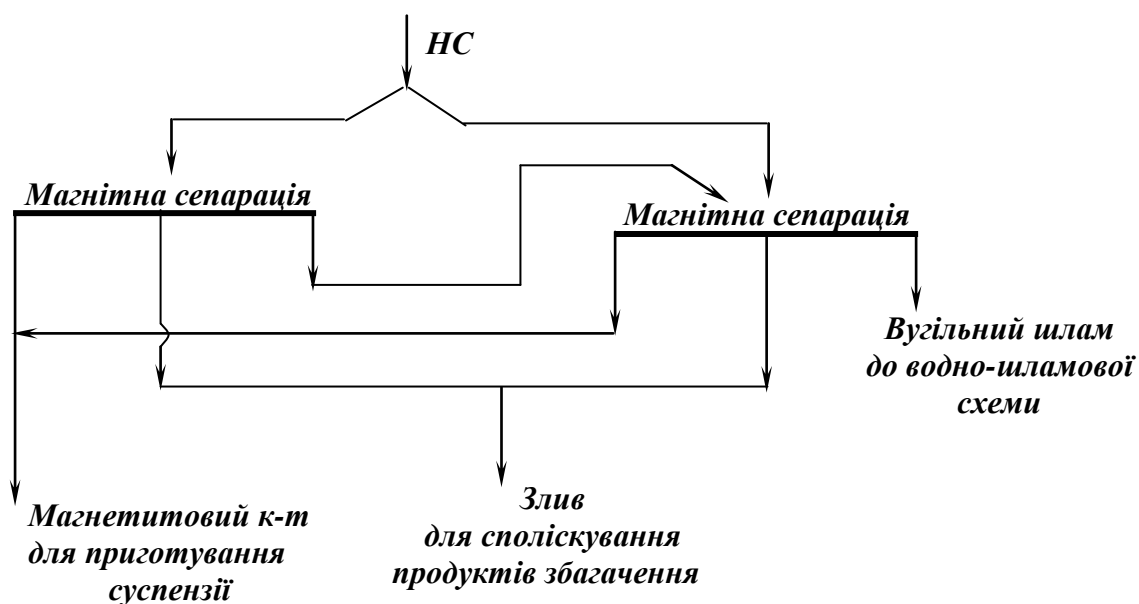


Рис. 6.14 – Комбінована схема магнітної регенерації некондиційної магнетитової суспензії.

Зернисті згущені продукти додають до відповідних продуктів флотації і зневоднюють разом з ними. Злив гідроциклонів або направ- ляється на споліскування відповідних продуктів збагачення, або об'єднується і направ- ляється на флотацію.

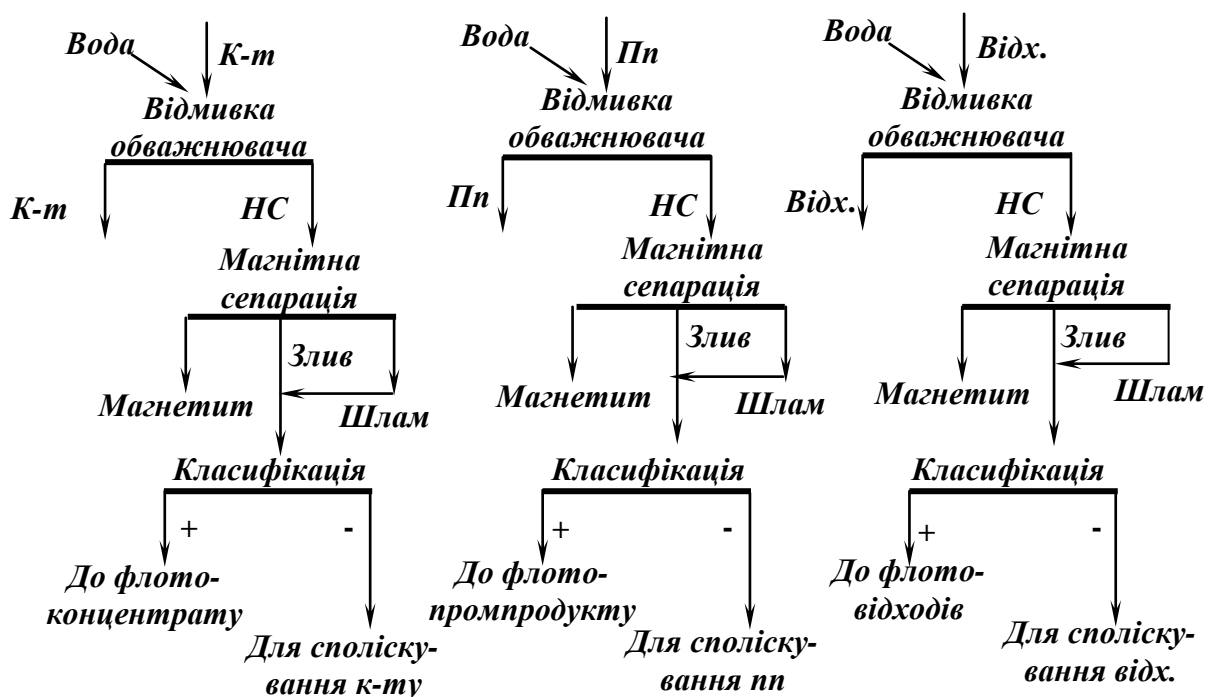


Рис. 6.15 – Схема роздільної регенерації некондиційної суспензії.

Класифікація в гідроциклонах за граничною крупністю 0,2 мм дозволяє зменшити нижню межу крупності збагачуваного вугілля з 0,5 до 0,2 мм, запобігти втрати грубозернистого шламу, а також зменшити обсяг матеріалу, що надходить на флотацію.

Схема роздільної регенерації суспензії застосовується тільки при важкосередовищному збагаченні дрібного кам'яного вугілля і антрацитів у гідроциклонах. При роздільній регенерації суспензії допускається підвищений вміст шламу крупністю 0 - 0,5 мм у збагачуваному матеріалі до 10 % (замість звичайних 3 - 5 %).

Схема повної регенерації суспензії застосовується при збагаченні крупного вугілля без знешламлювання. Обов'язкова умова при цьому – автоматичне регулювання густини суспензії. Схема повної регенерації суспензії може бути одностадійною, двостадійною або комбінованою.

6.6. ТЕХНОЛОГІЯ ЗБАГАЧЕННЯ У ВАЖКИХ СУСПЕНЗІЯХ

Технологічна ефективність збагачення у важких суспензіях залежить як від властивостей збагачуваного матеріалу і суспензії, так і від конструктивних особливостей застосованих важкосередовищних апаратів. Основні фактори, що впливають на результати важкосередовищного збагачення такі.

Підготовка матеріалу до збагачення складається з операцій, що забезпечують верхню межу крупності для даного апарата, а також максимальне відділення шламу (дроблення, грохочення, знешламлення). Дрібні зерна в машинному класі є найбільш ймовірним джерелом забруднення продуктів збагачення, а шлам, крім того, погіршує реологічні властивості суспензії.

Гранулометричний склад збагачуваного матеріалу характеризується верхньою і нижньою межами крупності. При збагаченні крупного машинного класу верхня межа крупності, як правило, не перевищує 200 мм, але в окремих випадках при збагаченні вугілля допускається підвищення верхньої межі крупності до 300 мм. Вміст шламів у крупному машинному класі повинен бути не більше 1,5 %. При збагаченні дрібного машинного класу верхню межу крупності приймають 13 або 25 мм, в окремих випадках допускається 40 мм. Ефективність збагачення (точність розділення) зі зменшенням крупності матеріалу знижується.

Фракційний склад збагачуваного матеріалу визначає збагачувальність матеріалу. Фракційний склад матеріалу на точність розділення не впливає, але від нього залежить якість продуктів збагачення. Якщо вміст важких фракцій в легкому продукті перевищує встановлені норми, густину суспензії знижують. При наявності легких фракцій в важкому продукті густину суспензії підвищують.

Навантаження на сепаратор за вихідним матеріалом повинно бути рівномірним. При зниженні крупності вихідного матеріалу навантаження на сепаратор належить зменшити. Але при нормальних умовах роботи (коли сепаратор не перевантажений) навантаження за

вихідним матеріалом не впливає на ефективність важкосередовищного збагачення.

Гранулометричний склад обважнювача залежить від типу застосованого важкосередовищного апарата. Суспензії з необхідними реологічними властивостями (густина, в'язкість, стійкість) одержують з використанням обважнювачів (магнетит, феросиліцій), які містять 92 – 96 % класу – 0,074 мм.

Витрати суспензії при збагаченні крупного машинного класу у важкосередовищних сепараторах складають 0,8 – 1 м³/т, при збагаченні дрібного машинного класу у важкосередовищних циклонах – в 3 – 4 рази більше.

Витрати води на відмивку обважнювача залежать від крупності збагачуваного матеріалу, вмісту шламів і густини суспензії. При відмивці обважнювача від крупних продуктів витрати води складають 0,7 – 1,1 м³/т, при відмивці обважнювача від дрібних продуктів витрати води складають 1,7 – 2,5 м³/т. Втрати обважнювача при збагаченні крупного класу складають 0,5 – 0,9 кг/т, при збагаченні дрібного класу – 1,0 – 1,7 кг/т.

Діаметр насадок і тиск на вході при збагаченні в важкосередовищних циклонах пропорційно впливає на продуктивність апарата. Тобто, збільшення цих параметрів сприяє збільшенню продуктивності циклона і навпаки.

Важкосередовищна сепарація застосовується як один з основних способів збагачення вугілля. В практиці збагачення інших корисних копалин вона частіше використовується для попереднього відділення породних мінералів перед основними процесами збагачення. В таких випадках важкосередовищна сепарація особливо важливе значення має при переробці руд сульфідних і окиснених металів, а також для вилучення алмазів

Контрольні запитання

- 1. Область застосування процесу збагачення у важких середовищах.*
- 2. Які вимоги висуваються до важких суспензій і обважнювачів?*
- 3. Закономірності руху тіл у суспензіях.*
- 4. Опишіть конструкції і принцип дії машин і апаратів для збагачення у важких середовищах.*
- 5. Приготування і регенерація суспензії.*
- 6. Основні фактори, що впливають на показники збагачення у важких середовищах.*

7. ВІДСАДКА

Мета розділу: вивчення закономірностей процесу відсадки і відсаджувальних машин.

7.1. ТЕОРЕТИЧНІ ОСНОВИ ПРОЦЕСУ ВІДСАДКИ

Відсадкою називають процес розділення суміші мінеральних частинок за густиною в турбулентному вертикальному пульсуючому потоці води або повітря знакоперемінної швидкості. Пульсації мають задану амплітуду і частоту.

Збагачення відсадкою займає одне з провідних місць у технології збагачення корисних копалин. Відсадка з успіхом може застосовуватися для крупно- і середньовкраплених рудних і нерудних корисних копалин, у яких корисні мінерали відрізняються від супутніх їм порід за густиною і представлені зернами крупністю не менше 0,2 – 0,5 мм. Відсадкою збагачують розсипні золотоносні, платинові, алмазні, титано-цирконієві руди, деякі корінні руди кольорових і рідкісних металів, залізні і марганцеві руди, але особливо широко відсадка використовується при збагаченні кам'яного вугілля і антрациту.

Процес відсаджень здійснюється в відсаджувальних машинах, де вихідний матеріал у результаті багаторазової періодичної дії висхідних і спадних струменів середовища розділяється на продукти різної густини. У нижньому шарі концентруються частинки більшої густини, у верхньому – меншої.

Шар матеріалу, який концентрується на решеті називають *постіллю*. Вона може бути *природною* (натуральною), тобто складається з зерен сировини, яка збагачується, або *штучною*, тобто такою, яка створюється за допомогою іншого більш важкого продукту, що не міститься у вихідній сировині (польовий шпат, магнетит, металевий дріб тощо). Постіль є своєрідним фільтруючим шаром – вона пропускає важкі зерна і затримує легкі. Штучна постіль застосовується при відсаженні тонкозернистих продуктів і забезпечує розвантаження важких продуктів.

Режим пульсацій води вибирається залежно від складу матеріалу і його крупності. Ефективність відсадки тим вища, чим більша крупність збагачуваного матеріалу і чим більше розходження в густині мінералів, які розділяють.

Крупність руд, збагачуваних відсадкою, складає від 0,2 до 60 мм, вугілля – від 0,5 до 150 мм, антрацитів – від 0,5 до 250 мм.

Незважаючи на широке промислове застосування відсадки для збагачення різних корисних копалин, цей процес дотепер не має зага-

льновизнаної теоретичної інтерпретації. Теоретичні уявлення про механізм розділення корисних копалин у відсаджувальних машинах носить характер гіпотез, оснований на різних фізичних передумовах. Основних гіпотез чотири: швидкісна, суспензійна, енергетична і статистична.

Швидкісна гіпотеза основана на функціональній залежності швидкості падіння окремого зерна в стиснених умовах від його розміру, форми, густини і т.д. Сутність цієї гіпотези полягає у тому, що внаслідок різниці у швидкості і прискорення частинок різної густини під дією вертикального потоку води, вони проходять різні шляхи. В результаті цього й відбувається розділення за густиною. Відповідно до швидкісної гіпотези рівняння руху окремої сферичної частинки в стиснених умовах має вигляд:

$$m \frac{dV}{dt} = G_0 \pm P, \quad (7.1)$$

де $m = \pi d^3 \delta / 6$ – маса частинки, кг; V – швидкість частинки, м/с; G_0 – сила ваги частинки у воді, Н; P – сила динамічного опору середовища при стисненому падінні частинки:

$$P = \psi_{cm} (u \pm V)^2 d^2 \Delta, \text{ Н}, \quad (7.2)$$

u – швидкість вертикального потоку води, м/с.

З урахуванням маси частинки і сил, що діють при її русі, прискорення частинки визначається як

$$a = \frac{dV}{dt} = \frac{\delta - \Delta}{\delta} \cdot g \pm \frac{6\psi_{cm}}{\pi d \delta} \cdot (u \pm V)^2 \Delta, \text{ м/с}. \quad (7.3)$$

З рівняння (7.3) видно, що прискорення частинки змінне і залежить від її густини, розміру і швидкості.

Недолік цієї гіпотези полягає у тому, що вона розглядає рух окремої частинки і не враховує імовірнісні явища, що мають місце при масовому русі зерен, які утворюють шар постелі.

Суспензійна гіпотеза уподібнює розділення зерен в відсаджувальній машині розшаруванню за густиною в мінеральній суспензії, при цьому суспензію змінної густини утворюють постіль разом з водою.

Густина середовища визначається як середньозважене значення густини суміші рідини і твердого:

$$\Delta_c = \Theta \Delta + (1 - \Theta) \delta_{cp}, \text{ кг/м}^3, \quad (7.4)$$

де $\Delta_c, \Delta, \delta_{cp}$ – відповідно густина середовища, рідини і середньодинамічна твердих частинок постелі, кг/м³; Θ – коефіцієнт розпушення постелі.

Гіпотеза справедлива лише в окремі моменти процесу, що виникають при розшаруванні тонкого матеріалу. Але вона не враховує дію динамічних сил при пульсації постелі. Крім того, постіль складається з крупних частинок і її не можна розглядати як важку суспензію, а густина суспензії є величина змінна, що залежить від розпушеності постелі.

Енергетична гіпотеза розглядає постіль як замкнену механічну систему, що знаходиться в нестійкій рівновазі в полі сили тяжіння, і яка прагне перейти до більш стійкого стану з мінімумом потенційної енергії (рис. 7.1).

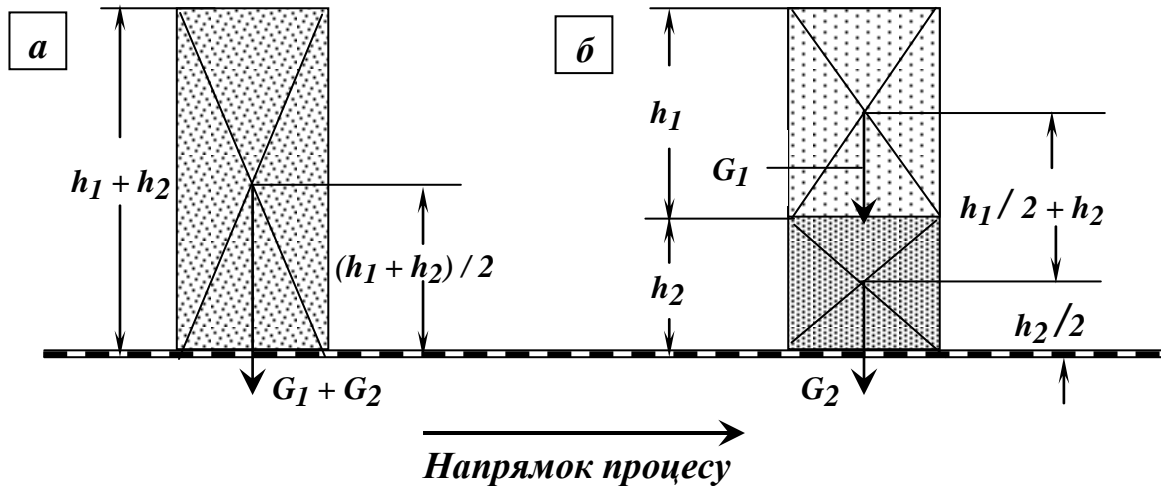


Рис. 7.1 – Стан суміші частинок в постелі відсаджувальної машини.
а – до розшарування; б – після розшарування.

Розділення матеріалу за густиною відбувається за рахунок внутрішньої енергії суміші, що ще не розшарувалась. Така система має деякий запас потенційної енергії E_l :

$$E_l = (G_1 + G_2) \cdot \frac{h_1 + h_2}{2}, \text{ Дж}, \quad (7.5)$$

де $G_1 = (1 - \Theta) F h_1 \delta_1 g$ – сила ваги легких частинок густиною δ_1 , Н;
 $G_2 = (1 - \Theta) F h_2 \delta_2 g$ – сила ваги важких частинок густиною δ_2 , Н;
 F – площа поперечного перетину стовпа постелі, м²; h_1 і h_2 – висота стовпа постелі, м; Θ – коефіцієнт розпушення.

При розпушенні такої системи під дією пульсацій води положення мінеральних зерен різної густини, що мають різний запас потенційної енергії, упорядковується, постіль розшаровується за густиною, запас потенційної енергії системи після розшарування складе:

$$E_2 = G_1 \left(\frac{h_1}{2} + h_2 \right) + G_2 \frac{h_2}{2}, \text{ Дж.} \quad (7.6)$$

Через те що $\delta_2 \neq \delta_1$, різниця між потенційними енергіями двох станів системи $\Delta E \neq 0$:

$$\Delta E = \frac{1}{2} (G_2 h_1 - G_1 h_2) = (1 - \Theta) \frac{F h_1 h_2 g}{2} (\delta_2 - \delta_1), \text{ Дж.} \quad (7.7)$$

Відповідно до другого закону термодинаміки всяка система прагне перейти в положення з мінімумом потенційної енергії, тобто в даному випадку розділитися на шари різної густини.

Енергетична гіпотеза розглядає розшарування постелі тільки у зв'язку з внутрішньою потенційною енергією і не враховує зовнішні сили, за рахунок яких і відбувається процес відсаджень.

Статистична гіпотеза описує відсадження як масовий процес з імовірнісним характером переміщення частинок різної крупності і густини як у вертикальному, так і в горизонтальному напрямках при їх русі до місць розвантаження з машини.

Постіль відсаджувальної машини розглядається як масова система, у якій переміщення окремих частинок носить випадковий характер, а переміщення усієї маси підкоряється закону діючих мас і носить статистичний характер. На підставі закону діючих мас кількість фракцій, що виділились у відповідний продукт за одиницю часу, пропорційна кількості тих же фракцій в вихідному матеріалі:

$$\gamma_{np}^{fp} = \gamma_{вих}^{fp} (1 - e^{-kt}), \%, \quad (7.8)$$

де $\gamma_{вих}^{fp}, \gamma_{np}^{fp}$ – вміст фракцій, що виділяються, в вихідному матеріалі і в відповідному продукті, %; t – тривалість відсадження, с; k – коефіцієнт пропорційності, що характеризує питому швидкість виділення фракцій, с^{-1} . Значення цього коефіцієнта змінюється залежно від режиму відсадження і характеристики живлення.

Статистична гіпотеза характеризує кінцеві результати відсадки і дає можливість зробити практичні висновки.

Але жодна з існуючих гіпотез не дає надійного математичного апарата для розрахунків технологічних параметрів відсаджувальних машин при їхньому конструюванні і експлуатації, а також для прогнозування результатів збагачення.

7.2. ЦИКЛИ ВІДСАДКИ

Під *циклом* відсадки розуміють характерні зміни переміщення середовища в постелі відсаджувальної машини у вертикальному напрямку протягом одного періоду коливань. Графічно цикл відсадки представляє собою залежність швидкості руху води і зерен збагачувального матеріалу від часу. Часто також використовують графічні зображення залежностей шляху і прискорення середовища від часу. Цикл складається з трьох елементів: підйом, пауза і опускання середовища, але наявність всіх елементів не обов'язкова (напр., пульсатори повітряно-пульсаційних машин створюють цикл тільки з висхідним потоком середовища, а машини з рухомим решетом – цикл тільки з низхідним потоком середовища). Розрізняють симетричний і асиметричні цикли відсадки (рис. 7.2).

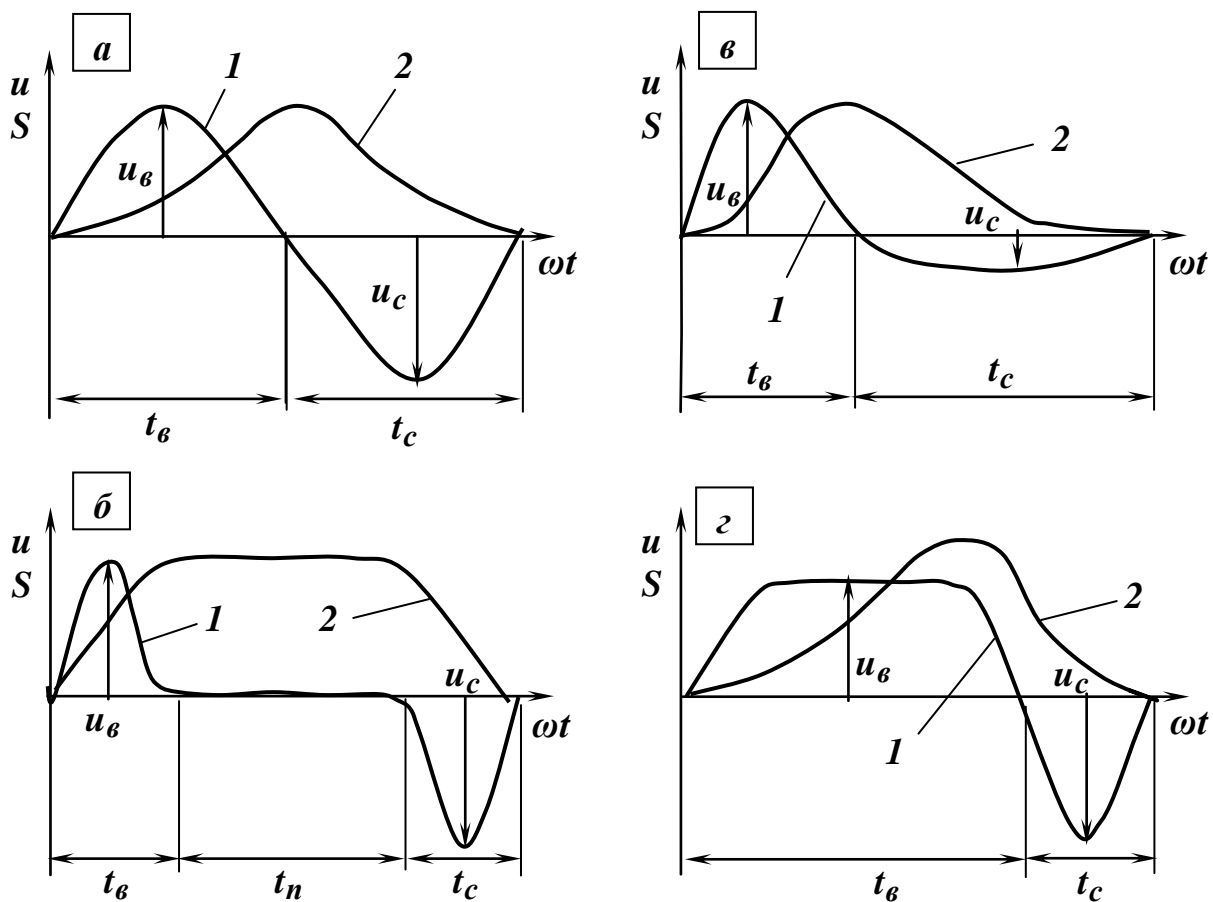


Рис. 7.2 – Цикли відсадки.

a – гармонічний; *б* – цикл Майєра; *в* – цикл Берда; *г* – цикл Томаса.

1 – швидкість переміщення середовища;

2 – шлях переміщення середовища.

До симетричних належить гармонічний цикл з синусоїдальною зміною швидкості середовища за часом, всі інші цикли – асиметричні. Характер циклу змінюється при подачі підрешітної води, при цьому цикли найчастіше стають асиметричними. Між собою цикли відрізняються тривалістю дії їх окремих елементів.

При *гармонічному циклі* (7.2 а) переміщення середовища і зміна його швидкості за часом визначаються за формулами:

$$S = 0,5l(1 - \cos \omega t), \quad (7.9)$$

$$u = 0,5l\omega \sin \omega t, \quad (7.10)$$

де S – переміщення середовища, що відраховується від крайнього нижнього положення, м; u – швидкість потоку середовища, м/с; l – амплітуда коливань середовища, м; ω – частота коливань середовища, с⁻¹:

$$\omega = \pi n / 30, \quad (7.11)$$

n – число коливань середовища, хв⁻¹; t – час від початку циклу, с.

Гармонічний (синусоїдальний, прямий) цикл характеризується однаковістю швидкостей висхідного і низхідного потоків ($u_e = u_c$) і однакою тривалістю їх дії ($t_e = t_c$). Гармонічний цикл використовується в діафрагмових і поршневих відсаджувальних машинах. Амплітуда і частота циклу в цих машинах задаються рухом діафрагми або поршня.

В повітряно-пульсаційних відсаджувальних машинах застосовуються асиметричні цикли, з яких найбільше розповсюджені цикли Майєра, Берда і Томаса.

Цикл Майєра (рис. 7.2 б) характеризується короткочасною дією висхідного і низхідного потоків і тривалою паузою. При цьому швидкості висхідного і низхідного потоків, а також тривалість їх дії однакові ($u_e = u_c$; $t_e = t_c$). Розпушена постіль матеріалу під час тривалої паузи знаходиться в спокійному стані. Процес відсадження матеріалу (розшарування за густиною) в основному і протікає під час паузи.

Цикл Берда (рис. 7.2 в) характеризується короткочасною, але інтенсивною дією висхідного потоку в порівнянні з низхідним ($u_e > u_c$; $t_e < t_c$). Процес відсадження розпушеного матеріалу здійснюється в спокійному низхідному потоці.

Цикл Томаса (рис. 7.2 г) характеризується значною тривалістю, але малою інтенсивністю дії висхідного потоку в порівнянні з низхідним ($u_e < u_c$; $t_e > t_c$). Процес відсадження розпушеного матеріалу

здійснюється в спокійному висхідному потоці. При цьому деякий час швидкість висхідного потоку має постійне значення.

Цикл відсадки є важливим технологічним параметром, що справляє вплив на ефективність процесу. Найбільш сприятлива діаграма відсаджувального циклу при висхідному потоці за відносно невеликий час повинна забезпечити максимальне розпушення по всій висоті постелі, а потім по можливості плавне опускання частинок.

Організація циклу відсадки має метою створення оптимального режиму руху води, що сприяє розшаруванню матеріалу за густиною. Режим руху води вибирається залежно від складу матеріалу і його крупності. При цьому оптимізація режиму полягає насамперед в установленні потрібних амплітуди і частоти пульсацій.

Для одержання оптимальної діаграми відсаджувального циклу залежно від характеристики вихідного матеріалу і питомої продуктивності підбираються відповідні параметри повітряного циклу: тривалість впуску і випуску повітря і пауз між ними, тиск повітря і частота пульсацій. Параметри повітряного циклу в своїй сукупності обумовлюють динамічний режим розпушення постелі, який характеризується такими параметрами: амплітудою пульсацій, максимальним підйомом постелі, максимальними швидкостями висхідного і низхідного потоків та коефіцієнтом розпушення. Максимальні значення амплітуди пульсацій, підйому постелі і коефіцієнта розпушення досягаються при симетричних повітряних циклах: 50 – 0 – 50, 45 – 10 – 45, (цифрами позначені тривалість висхідного потоку, паузи і низхідного потоку в % від всього періоду циклу). Однак, такі цикли придатні тільки при збагаченні дрібних класів корисних копалин при порівняно невеликому вмісті важких фракцій, а також при необхідності збільшення ефекту засмоктування з метою видалення під решето найбільш тонких зерен важких фракцій.

При відсадженні крупного матеріалу цикл суттєво впливає тільки при невеликій частоті коливань середовища (менше 100 хв^{-1}). Для збагачення крупних класів з великим вмістом важких фракцій у вихідному матеріалі перевагу віддають асиметричним повітряним циклам зі скороченим періодом підйому води, які дозволяють зменшити початковий період, коли постіль нерухома (напр., 30 – 10 – 60). В той же час при збагаченні вугілля застосовують цикли зі збільшеним періодом підйому води (напр., 65 – 2 – 33).

Додаткова подача підрешітної води збільшує швидкість і тривалість дії висхідного потоку і знижує швидкість низхідного потоку. Звичайно, чим більше витрати підрешітної води, тим чистіше нижній шар матеріалу, який розділяють.

В повітряно-пульсаційних машинах організація циклу коливань води здійснюється подачею повітря в повітряні камери, у поршневіх – за рахунок ходу поршня, у діафрагмових – руху діафрагми.

7.3. ЗАКОНОМІРНОСТІ РОЗДІЛЕННЯ МАТЕРІАЛУ В ПРОЦЕСІ ВІДСАДЖУВАННЯ

Необхідною умовою розділення матеріалу за густиною в процесі відсаджування є повторювані у кожному циклі підйом і розпушування постелі, що здійснюються вертикальними коливаннями середовища (або решета) і висхідним потоком підрешітної води. Від розпушення постелі залежить її густина, яка є основним параметром контролю і автоматизації процесу відсаджування.

Розпушеність постелі (або окремого її шару) характеризують коефіцієнтом розпушення, що дорівнює відношенню об'єму рідини в постелі (шарі) до її загального об'єму:

$$\Theta = W_p / (W_p + W_m), \quad (7.12)$$

де W_p, W_m – об'єм рідини і твердого в постелі (окремому шарі).

Розпушеність будь-якого шару постелі визначається відносним збільшенням його висоти в порівнянні з його зімкненим станом. Середнє значення коефіцієнта розпушення постелі в деякий момент циклу визначається формулою:

$$\Theta = \Theta_0 + \frac{1 - \Theta_0}{1 + h_0 / (S_\epsilon - S_H)}, \quad (7.13)$$

де Θ_0 – коефіцієнт розпушення постелі в зімкненому стані; h_0 – висота постелі в зімкненому стані, м; S_ϵ, S_H – переміщення верхнього і нижнього шарів постелі відносно решета, м.

Середнє значення Θ змінюється звичайно протягом циклу в межах 0,50 – 0,55. Середнє за цикл значення коефіцієнта розпушення постелі визначається формулою:

$$\Theta_{cp} = \Theta_0 + \frac{1 - \Theta_0}{t - t_0} \cdot \int_{t_0}^t \frac{dt}{1 + h_0 / (S_\epsilon - S_H)}, \quad (7.14)$$

де t, t_0 – моменти часу, в які постіль зависає і повертається в зімкнений (стиснутий) стан, с.

Тривалість початкового періоду циклу t_0 , протягом якого сила дії потоку води на частинки не перевищує їх ваги у воді і постіль не зависає, при однорідній постелі для гармонічного циклу визначається за формулою:

$$t_0 = \frac{1}{2\pi n} \cdot \arcsin \left[\frac{1}{\pi \ln} (u_{kp} - u) \right], \quad (7.15)$$

або

$$u_{кр} = \pi l n \cdot \sin 2\pi n t_0 + u, \quad (7.16)$$

де l – амплітуда коливань середовища, м; n – число коливань середовища, хв^{-1} ; $u_{кр}$ – критична швидкість потоку, при якій постіль починає зависати, м/с; u – швидкість підрешітної води, м.

Для ширококласифікованої постелі існують дві критичні швидкості – нижня, при якій зависають найдрібніші частинки постелі, і верхня, при якій зависають найкрупніші частинки. Швидкість руху підрешітної води в відсаджувальних машинах при збагаченні руд звичайно не перевищує 0,6 см/с. При такій швидкості розпушується шар частинок дрібніше 0,5 мм. Постіль з частинок крупніше 0,5 мм розпушується, в основному, коливаннями води (або решета).

Відомі дві гіпотези механізму розпушення постелі коливаннями води. За першою гіпотезою розпушення відбувається в результаті підйому зімкненої постелі висхідним потоком і відділення її нижніх шарів під дією сили ваги окремих частинок. При цьому розпушення постелі, що складається з однорідних частинок (штучна постіль), починається знизу і поступово поширюється вгору. Розпушення ширококласифікованої постелі може починатися з верхніх шарів, де звичайно знаходяться частинки меншої гідравлічної крупності. При досягненні пульсуючим потоком води швидкості, достатньої для зависання нижнього шару постелі, починається розпушення цього шару, яке поширюється від верхнього і нижнього шарів до середньої частини постелі.

За другою гіпотезою розпушення постелі відбувається одночасно в обидва боки від її середини під дією гідродинамічних сил. При цьому розширення постелі вгору призводить до затримання нижніх шарів біля решета і пізнішому їх висхідному руху.

Перша гіпотеза дозволяє за формулою (7.16) зробити приблизний розрахунок середнього розпушення постелі з однорідних частинок при різних циклах відсадки. Розрахунки і результати експериментів дозволяють зробити такі висновки:

- розпушення постелі, що створюється коливаннями води, залежить від висоти постелі, крупності і густини її частинок, амплітуди і частоти коливань води, циклу відсадки;

- зі збільшенням висоти постелі її розпушеність зменшується (див., формулу (7.13));

- зі зменшенням гідравлічної крупності частинок при заданих амплітуді і частоті коливань води розпушеність шару збільшується від мінімального в зімкненому стані (для достатньо крупних частинок) до максимального (для частинок визначеної крупності), а потім зменшується;

– при гармонічному циклі руху води в відсаджувальній машині і постійній амплітуді коливань зі збільшенням частоти коливань розпушеність постелі збільшується до деякої межі, а потім зменшується до значення близького розпушенню в зімкненому стані;

– розпушення постелі при постійній частоті коливань збільшується при збільшенні амплітуди, при цьому максимальний коефіцієнт розпушення постелі:

$$\Theta_{max} \propto \Theta_0 + \frac{1 - \Theta_0}{1 + h_0 / l}, \quad (7.17)$$

В процесі відсаджування розпушення шару частинок невелике, воно відбувається за густиною і крупністю і може здійснюватись як за закономірностями розділення в завислому шарі, так і за закономірностями сегрегації.

Єдиного уявлення про механізм розшарування матеріалу в постелі відсаджувальної машини зараз не існує. Відомі два основних напрямки у вивченні явищ розшарування: *детерміністський і статистичний*.

За детерміністським напрямком досліджується рух окремої частинки, яка має визначений розмір, густину і форму і знаходиться серед частинок іншого розміру і густини. Розглядаються сили, що діють на частинку, складаються і в окремих випадках вирішуються рівняння її руху при визначених граничних і початкових умовах. Розрахунки здійснюються для деяких середніх (для даного класу) частинок, тому що врахувати індивідуальні особливості кожної частинки в постелі неможливо. При правильному визначенні граничних умов і сил, що діють на частинку, математичне визначення траєкторій навіть середніх частинок може служити основою розрахунку процесу відсадки. Практичне застосування цього напрямку для розрахунку розшарування частинок при відсаджуванні утруднено відсутністю математичного опису сил взаємодії між частинками.

В результаті детерміністського дослідження процесу запропоновані дві гіпотези розділення частинок при відсадженні:

– гіпотеза початкових швидкостей, у відповідності з якою розділення частинок відбувається в початковий період їх падіння в рідині, коли швидкості малі, а прискорення великі. Разом з тим, для реалізації цієї гіпотези частота коливань повинна бути значно більшою, ніж та, яку застосовують;

– гіпотеза розділення в середовищі, яке рухається прискорено, у відповідності з якою можливість відсадження пояснюється додатково дією на частинки прискорень рідини.

Застосування у відповідності з цими гіпотезами підвищеної частоти коливань при відсадженні практикою не підтвердилося. Недоліком детерміністського напрямку є ігнорування масового характеру процесу розшарування і випадкових явищ, що відбуваються при відсаджуванні (напр., процесу перемішування).

За статистичним напрямком відсаджування розглядається як масовий процес, обумовлений різноманіттям фізичних характеристик частинок, що підлягають розділенню (розмір, форма, густина, положення центру ваги), і станом системи частинок, що піддається в процесі відсадження безупинному розпушенню і зімкненню під дією вертикальних коливань. В результаті статистичного дослідження запропоновані гіпотези розділення частинок при відсадженні – швидкісна, суспензійна, енергетична і статистична.

Розділення частинок по вертикалі супроводжується їх горизонтальним переміщенням, при цьому однорідні частинки розташовуються не горизонтальними шарами, а мають вигляд віяла з нахилом променів в бік розвантаження продуктів розділення (рис. 7.3), чому сприяє нерівномірність швидкості горизонтального руху різних за висотою шарів (нижні шари рухаються повільніше).

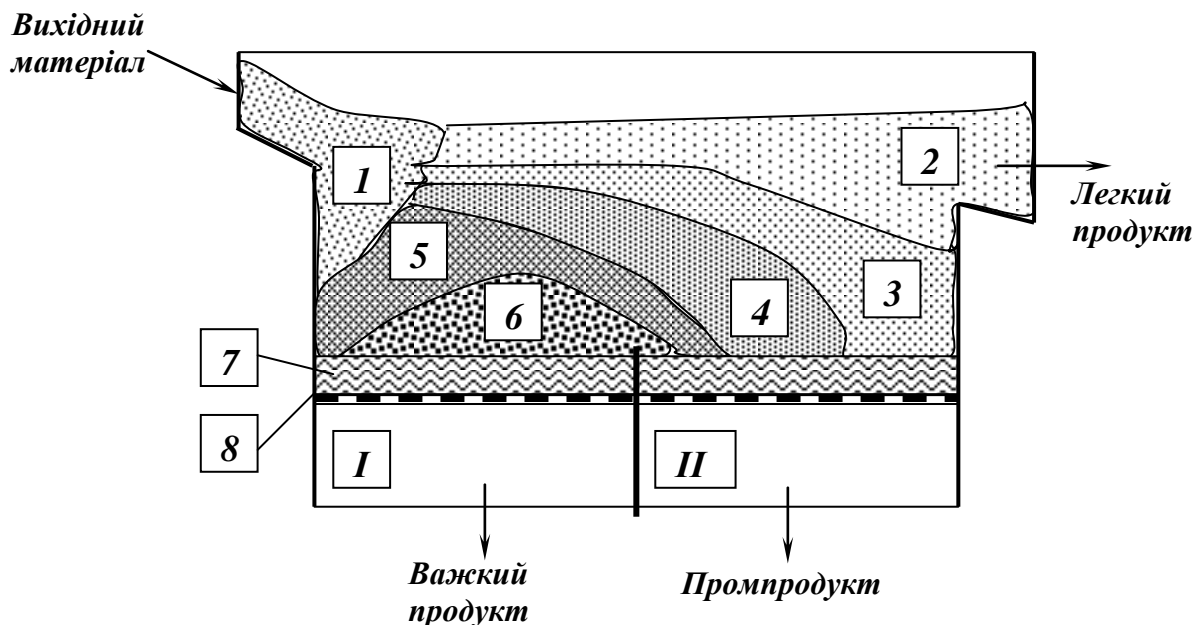


Рис. 7.3 - Розрозділ продуктів у відсаджувальній машині.

I, II – відділення відсаджувальної машини;

1 – вихідний матеріал; 2 – легкі фракції; 3 – легкі зростки; 4 – зростки; 5 – важкі зростки; 6 – важкі фракції; 7 – постіль; 8 – решето.

Таким чином, крізь найближчу до завантаження ділянку постелі проходять найбільш важкі частинки, далі – важкі зростки і т.д. При сталому режимі відсадження необхідно, щоб шари продуктів не виходили за межі відповідних відсаджувальних відділень.

При відсадженні дрібного матеріалу, в зв'язку з швидким зносом і забиванням сит з отворами малих розмірів, застосовують сита з великими отворами, на які поміщають штучну постіль. Штучну постіль складають з частинок, що мають велику густину (як правило, не менше густини важкого компонента збагачуваного матеріалу) і крупність в 2,5–6 разів більше максимальної крупності частинок в живленні. Штучна постіль є не тільки своєрідним решетом, що пропускає важкі частинки і затримує легкі, але й засобом розділення мінеральних зерен.

Швидкість проходження мінеральних зерен крізь постіль залежить від багатьох факторів: відмінності в густині і розмірах зерен живлення і постелі, висоти постелі, її густини, форми частинок та ін.:

$$V = kq/(\delta_g S \Theta_{cp}), \text{ м/с}, \quad (7.18)$$

де V – швидкість проходження матеріалу крізь постіль, м/с; q – кількість матеріалу, що проходить крізь постіль за одиницю часу, кг/с; δ_g – густина важких частинок, що проходять крізь постіль, кг/м³; S – площа поперечного перетину постелі, м²; Θ_{cp} – середній коефіцієнт розпушення постелі; k – коефіцієнт, який враховує інші фактори, зокрема гранулометричний склад штучної постелі, особливо її верхнього шару, який контактує з відсаджуваним матеріалом.

Швидкість проходження частинок крізь постіль знижується зі збільшенням висоти і густини постелі, а також зі зменшенням розміру частинок матеріалу, що відсаджується. Швидкість проходження частинок крізь постіль підвищується зі збільшенням розходження в густині зерен живлення і постелі. Збільшення сферичності зерен постелі сприяє підвищенню швидкості проходження частинок крізь неї, максимальна швидкість досягається для постелі, що складається з куль. Але сферична форма зерен штучної постелі не є оптимальною, тому що пропускає зерна малої густини. Більш доцільною являється постіль, що складається з зерен кубічної, циліндричної та інших форм. Штучна постіль з мінералу, напр., кварцу, характеризується неправильною формою зерен.

7.4. ВІДСАДЖУВАЛЬНІ МАШИНИ

Різноманітність умов застосування відсаджувальних машин і збагачуваної мінеральної сировини обумовила різноманіття їхніх конструкцій (відомо близько 90 різновидів), які розрізняють за такими ознаками:

- за цільовим призначенням (машини для збагачення крупного, дрібного, некласифікованого, ширококласифікованого матеріалу, а також шламу);
- за конструкцією приводного механізму (машини повітряно-пульсаційні або безпоршневі, діафрагмові, поршневі, з рухомим решетом);
- за способом розвантаження продуктів збагачення (машини з шибєрним розвантаженням, з розвантаженням крізь решето, з комбінованим розвантаженням);
- за числом ступенів або камер (машини одноступінчаті, двоступінчаті, триступінчаті, багатоступінчаті).

На збагачувальних фабриках найбільш широке використання для гравітаційного збагачення вугілля, руд чорних, кольорових і благородних металів, а також іншої мінеральної сировини знаходять повітряно-пульсаційні (безпоршневі) і діафрагмові відсаджувальні машини.

Принцип дії відсаджувальних машин полягає в наступному. Вихідний матеріал подається на решето разом з водою, що транспортує його уздовж машини, і розподіляється на решеті рівномірним шаром. Через отвори в решеті від пульсаторів створюються перемінні за швидкістю і напрямком висхідно-низхідні потоки води. У період дії висхідного потоку постіль розпушується, при цьому легкі зерна, швидкість падіння яких менша швидкості висхідних потоків, рухаються разом з водою вгору, а важкі зерна лише зважуються у воді. Під дією низхідних потоків постіль згруповується, при цьому важкі зерна водяним потоком захоплюються вниз з більшою швидкістю, ніж легкі. У результаті багаторазових впливів висхідно-низхідних потоків матеріал розшаровується: легкі мінерали висхідними потоками виносяться у верхні шари, а важкі під дією сили ваги, переборюючи опір середовища, концентруються в нижніх шарах. За рахунок подовжнього потоку транспортної води матеріал переміщається уздовж машини до розвантажувального кінця решета, де відбувається пошарове вивантаження продуктів збагачення.

Вибір типу відсаджувальної машини визначається складом сировини, що переробляється, крупністю живлення, продуктивністю в операції і вимогами до продуктів збагачення.

7.4.1. Повітряно-пульсаційні відсаджувальні машини

На фабриках високої і середньої виробничої потужності рекомендується установка *повітряно-пульсаційних (безпоршневих) відсаджувальних машин*, що мають велику площу решіт і відповідно високу одиничну продуктивність. Ці машини застосовують для відсадження кам'яного вугілля, крупно- і середньовкраплених олов'яних, вольфрамових руд і руд рідкісних металів.

Існує багато типів повітряно-пульсаційних відсаджувальних машин, що відрізняються в основному конструктивним рішенням повітряних камер: бічним або підрешітним. Підрешітне розташування повітряних камер є найбільш прогресивним рішенням. При підрешітному розташуванні значно збільшується площа відсадження, що дозволяє підвищити продуктивність відсаджувальної машини без істотної зміни її розмірів.

Відсаджувальні машини для збагачення вугілля

При збагаченні вугілля повітряно-пульсаційні відсаджувальні машини витиснули машини інших конструкцій. Для збагачення коксівного і енергетичного вугілля використовуються відсаджувальні машини МО-208-1, МО-312-1, МО-318-1, МО-424-1 і МО-636-1, а для збагачення антрацитів – машини ОМА-8 і ОМА-10.

Безпоршнева відсаджувальна машина типу МО (рис. 7.4) складається з двох або трьох відділень 1, кожне з яких розділене на секції 2 з повітряними камерами 3, розташованими під щілинними решетами 4. Решета (робочі поверхні) можуть бути поліетиленовими або сталевими штампованими. Наприкінці кожного відділення є розвантажувальна камера 5, у верхній частині якої встановлений шибер 6 для регулювання висоти порога перед наступним відділенням. У нижній частині камери 5 знаходиться роторний розвантажувач 7 із шибером 8, що призначений для регулювання розміру щілини перед розвантажником у залежності від крупності матеріалу, який вивантажується. На бічній частині машини розташовані повітряні колектори 9 (по одному на кожне відділення). Кожен колектор укомплектований двома пульсаторами 10 клапанного (або роторного) типу, що служать для періодичного впуску повітря в повітряні камери 3 і випуску повітря з них. Поруч на бічній стінці змонтований водяний колектор 11, з якого в машину подається підрешітна вода, витрати останньої регу-

люються шиберами. Регулювання процесу вивантаження важких фракцій здійснюють спеціальною системою автоматичного регулювання (САР) за висотою шару важкої фракції, яка контролюється поплавковим датчиком. Регулятор рівня 12 збільшуючи, або зменшуючи швидкість вивантаження важких фракцій, забезпечує стабільне задане значення висоти шару важкої фракції на ситі, що у свою чергу є фактором стабілізації гідродинамічного режиму відсадки.

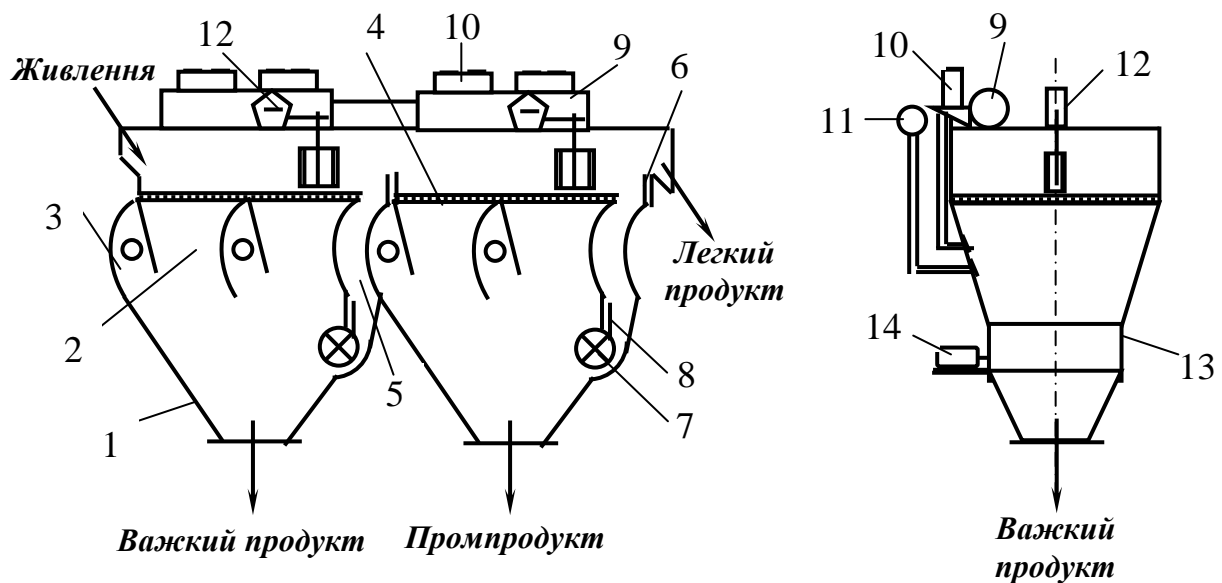


Рис. 7.4 – Схема відсаджувальної машини МО-312.

- 1 – відділення відсаджувальної машини; 2 – секція; 3 – повітряна камера; 4 – відсаджувальне решето; 5 – розвантажувальна камера; 6, 8 – шибери; 7 – роторний розвантажувач; 9 – повітряний колектор; 10 – пульсатор; 11 – водяний колектор; 12 – регулятор рівня важких фракцій постелі; 13 – розвантажувальна лійка; 14 – привод роторного розвантажувача.

Процес відсадження здійснюється в такий спосіб. Вихідний матеріал подається в завантажувально-знешламлювальний пристрій, з якого він разом із транспортною водою подається на решето 4 завантажувального відділення відсаджувальної машини. В результаті пульсацій води матеріал при переміщенні уздовж машини розшаровується за густиною.

Важкий продукт по решету переміщається до розвантажувальної камери 5, звідки роторним розвантажувачем 7 вивантажується в лійку 13 і далі зневоднюючим елеватором видається з машини. Привод 14 роторного розвантажувача зв'язаний із системою авто-

матичного регулювання рівня постелі 12 і частота його обертання автоматично змінюється в залежності від товщини шару важких фракцій на решеті.

Легкий продукт разом із транспортною водою переливається через регульований зливний поріг 6 розвантажувального відділення відсаджувальної машини і по жолобу направляється на операцію зневоднення, передбачену технологічною схемою.

Відсаджувальні машини типу ОМА (рис. 7.5) двоступінчасті і на відміну від машин МО для збільшення амплітуди пульсацій мають повітряні камери збільшеної ємності. Вони призначені для збагачення антрацитів з верхньою межею крупності до 250 мм при густині розділення до 2000 кг/м³.

Відсаджувальне решето першого ступеня відсаджувальних машин ОМА-8 встановлюється під кутом 5°, машин ОМА-10 – під кутом 3°, решето другого ступеня встановлюється горизонтально. Розвантаження важких продуктів здійснюється за допомогою секторного розвантажувача.

При збагаченні антрацитів відсаджувальні машини типу ОМА розділення матеріалу здійснюється на два кінцевих продукти – концентрат і відходи.

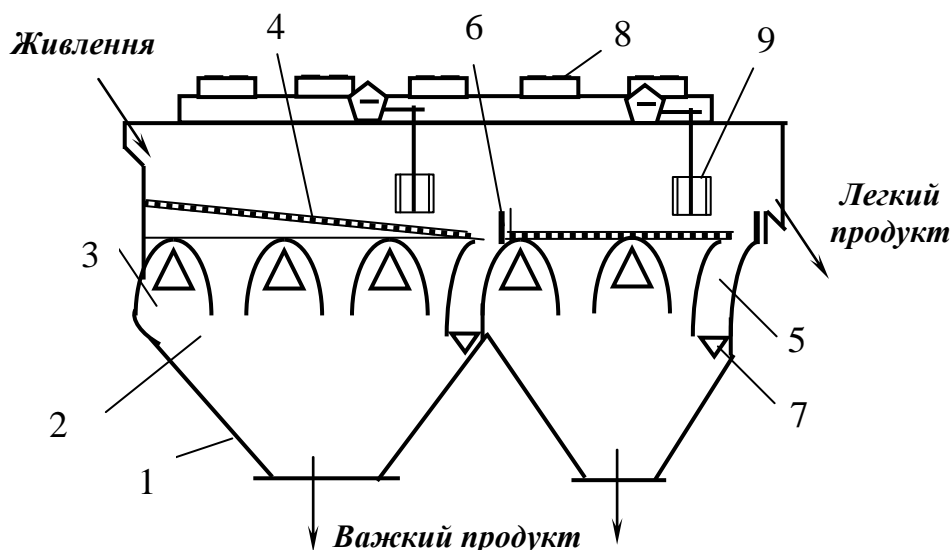


Рис. 7.5 – Схема відсаджувальної машини ОМА-10.

1 – відділення відсаджувальної машини; 2 – секція; 3 – повітряна камера; 4 – відсаджувальне решето; 5 – розвантажувальна камера; 6 – шибер; 7 – секторний розвантажувач; 8 – пульсатор; 9 – регулятор рівня постелі.

Технічні характеристики відсаджувальних машин типу ОМ і ОМА наведені в табл. 7.1.

Таблиця 7.1 – Технічні характеристики відсаджувальних машин типу МО і ОМА

Параметр	МО -208	МО-312	МО-318	МО-424	ОМА-8	ОМА-10
Число секцій	4	6	6	6	4	5
Відсаджувальне відділення:						
площа, м ²	8	12	18	24	8	10
ширина, м	2	3	3	4	2	2
Стиснене повітря:						
тиск в ресивері, кПа	21 – 25	21 – 25	21 - 25	21 - 25	40	40
витрати, м ³ /с	0,46-0,56	0,70-0,86	1,10-1,28	1,46-1,84	1,17	1,50
Частота пульсацій, хв ⁻¹	30 – 80	30 – 80	30 - 80	30 - 80	42 – 51	42 – 51
Крупність вугілля, мм	0,5 – 13	0,5 – 125	13 - 150	13 - 150	до 250	до 250
Продуктивність, т/год:						
по вихідному вугіллю	80 – 120	120 – 320	180 - 500	240 - 650	до 200	до 250
по відходах	40	75	115	140	до 80	до 100
Потужність електро- двигуна, кВт	2х1,6	3х1,6	3х1,6	3х1,6	2,8	2,8
Габарити, мм:						
довжина	4980	7300	7300	7300	5130	6200
ширина	3450	3415	3955	5195	3330	3500
висота	4540	4540	4540	4900	4540	4660
Маса, т	15,9	23,5	27,8	37,4	15,0	18,0

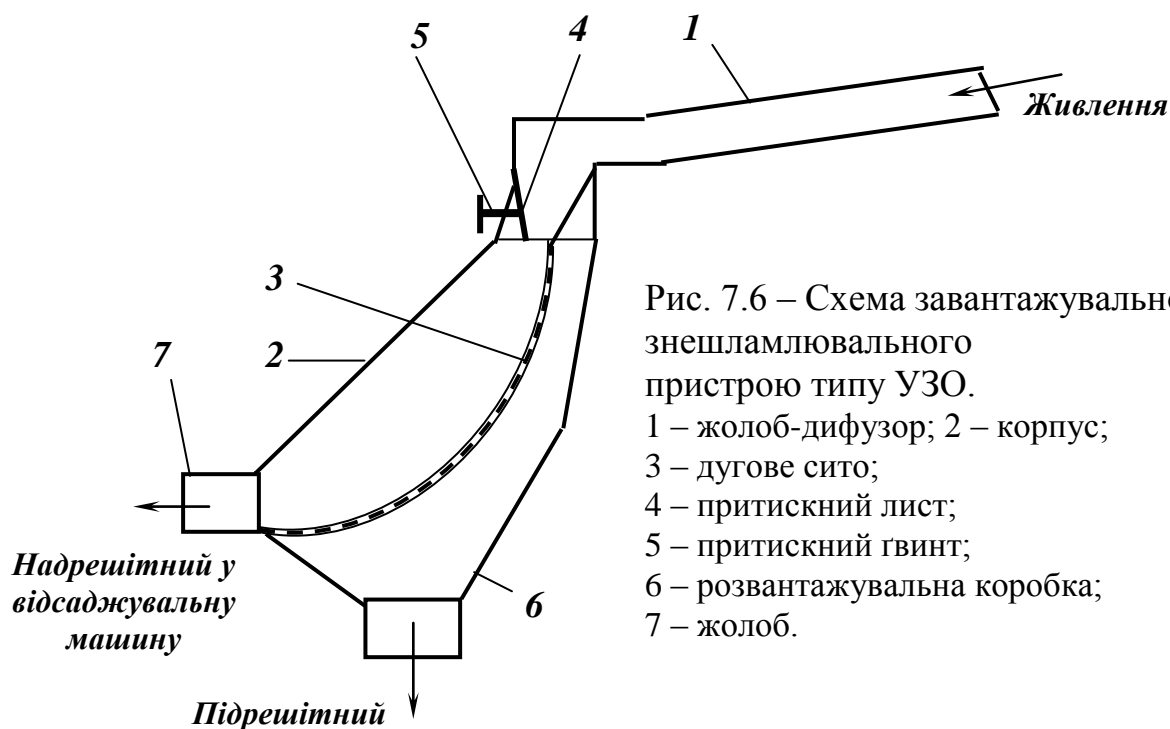
Відсаджувальна машина типу МОШ двоступінчаста і призначена для збагачення крупнозернистого шламу різних марок вугілля з виділенням двох (на енергетичному вугіллі) або трьох (на коксівному вугіллі) продуктів. Машина МОШ може використовуватись з природною і штучною постіллю. Розвантаження важких продуктів здійснюється пристроями спеціальної конструкції.

Машина МОШ може використовуватись також при збагаченні руд.

Основні вузли відсаджувальних машин типу МО і ОМА

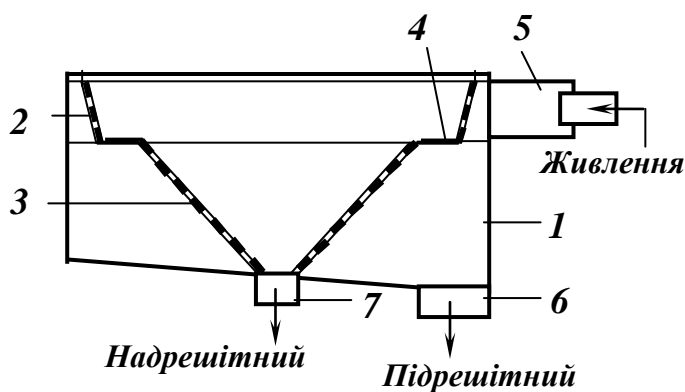
Завантажувально-знешламлювальні пристрої призначені для відділення надлишкової води і шламу, а також зниження швидкості надходження матеріалу у відсаджувальну машину і рівномірного його розподілення по ширині решета. Як завантажувально-знешламлювальні пристрої відсаджувальних машин застосовують дугові або конусні (рис. 7.6) грохоти.

Завантажувально-знешламлювальний пристрій типу УЗО (рис. 7.6) в залежності від ширини відсаджувального решета машини виготовляється двох типорозмірів УЗО-2 і УЗО-3. Вони встановлюються на вході відсаджувальної машини і складаються з жолоба-дифузора 1 і корпуса 2, в якому закріплене дугове сито 3. Розмір завантажувального отвору, що визначає швидкість пульпи на вході і продуктивність дугового грохота, регулюється притискним листом 4, положення якого фіксується гвинтом 5.



Вихідний матеріал через завантажувальний отвір під тиском до 0,25 МПа подається на шпальтове сито 3 і рухається по його поверхні. Під дією відцентрової сили пульпа розшаровується, шлам і вода (підрешітний продукт) зрізуються краївками колосників і видаляється у розвантажувальну коробку 6, а знешламлений матеріал (надрешітний продукт) надходить по жолобу 7 у відсаджувальну машину.

Конусний грохот (рис. 7.7) складається зі сталевого корпусу 1, всередині якого розташована зневоднююча поверхня зі шпальтових сит із щілиною розміром 0,5 - 1 мм.



Верхня частина зневоднюючої поверхні являє собою усічений конус 2, звернений більшою основою вгору. Утворююча конуса нахилена під кутом 75° до горизонту. Нижня частина зневоднюючої поверхні виконана у вигляді багатогранної усіченої піраміди 3, вершина якої спрямована вниз. Кут нахилу її граней складає 45° . Між верх-

ньою і нижньою частинами розташована злегка нахилена усередину кільцева площадка 4.

Пульпа завантажується тангенціально у верхню частину корпусу. Завантажувальний пристрій 5 має перекидний шибєр, що дозволяє регулювати напрямок входу пульпи в апарат. Вихідна пульпа по жолобу або трубопроводу через завантажувальний пристрій 5 надходить в апарат по дотичній до верхньої ділянки зневоднюючої поверхні. Тут з пульпи утворюється кільце, яке підтримується кільцевою площадкою. Під дією нормальної складової відцентрової сили і сили ваги на ситі створюється необхідний тиск, у результаті чого вода і дрібні частинки проходять через щілини в підрешітний простір і виводяться з грохоту патрубком 6. На цій ділянці відділяється 80 – 90 % води. Потік, що залишився, обертається і стікає з кільцевої площадки на нижню частину сита, де відбувається подальше зневоднювання матеріалу. Зневоднений продукт сповзає пірамідальною поверхнею вниз і по патрубку 7 розвантажується з грохота в відсаджувальну машину.

Пульсатори. У відсаджувальних машинах пульсації з заданими параметрами циклу відсадки створюються роторними (рис. 7.8) або клапанними (рис. 7.9) пульсаторами.

Роторний пульсатор складається з корпусу 1 з торцевими кришками 4 і вала 5, на якому жорстко закріплені два стакани – впускний 2 і випускний 3. Відкриття і закриття впускного і випускного вікон, а також зміна площі їх перетину досягається обертанням валу.

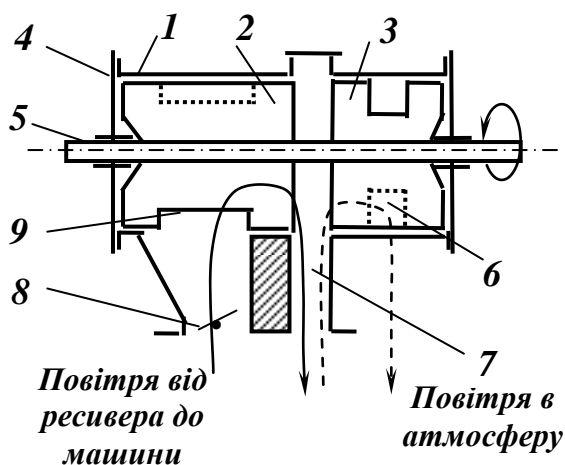


Рис. 7.8 – Схема роторного пульсатора.

1 – корпус; 2 – впускний стакан; 3 – випускний стакан; 4 – торцева кришка; 5 – вал; 6 – вихлопне вікно; 7 – канал; 8 – дросельна заслінка; 9 – впускне вікно.

В корпусі пульсатора є канал 7 для впуску повітря в машину і випуску в атмосферу через вихлопне вікно 6. Витрати стисненого повітря, що надходить з ресивера, регулюється дросельною заслінкою 8. При обертанні вала стаканом 2 періодично перекривається впуск повітря в пульсатор через вікно 9, а стаканом 3 – його випуск в атмосферу через вихлопне вікно 6.

Роторні пульсатори мають жорстко задані, нерегульовані параметри режиму відсадження, що не дозволяє оперативно змінювати частоту пульсацій, тривалість впуску і випуску повітря для регулювання відсаджувальної машини при зміні характеристики збагачуваного матеріалу.

Ці недоліки усунуті в клапанних пульсаторах (рис. 7.8), які забезпечують зміну частоти пульсацій від 30 до 80 хв⁻¹ і дозволяють одержувати різні цикли відсадження. Завдяки більшому прохідному перетину клапанні пульсатори забезпечують збільшені витрати повітря, що подається в машину за один цикл.

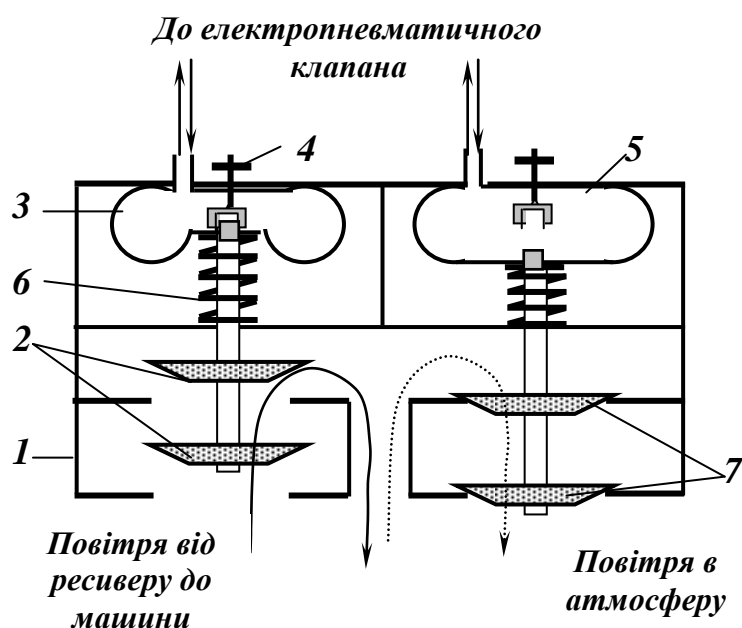


Рис. 7.9 – Схема клапанного пульсатора.

- 1 – корпус;
- 2 – впускний клапан;
- 3, 5 – пневмобалони;
- 4 – регулювальний гвинт;
- 6 – пружина;
- 7 – випускний клапан.

Клапанний пульсатор складається з впускного 2 і випускного 7 клапанів, що змонтовані у спільному корпусі 1. Шток кожної пари клапанів 2 і 7 з'єднаний з пневмобалонами 3 і 5. Клапани закривають отвори за допомогою стисненого повітря, у вихідне положення клапани повертаються під дією пружини 6. Хід клапанів регулюється гвинтами 4.

Режим впуску і випуску повітря задається електропневматичною системою управління, яка включає блок вимушених коливань і електропневмопривод. Виконавчими механізмами цієї системи є електропневматичні клапани, один з яких забезпечує впуск, а другий випуск повітря з пневмобалонів. Така система створює можливості управління коливальним режимом відсаджувальної машини, тому що вона дозволяє змінювати тривалість кожного періоду циклу в широких межах. Ця функція вигідно відрізняє клапанні пульсатори від інших і обумовлює їх переважне застосування в сучасних відсаджувальних машинах типу МО, ОМА, МОШ.

Регулювання розвантаження важких продуктів з відсаджувальних машин здійснюється автоматичними регуляторами рівня електричного і пневматичного типів.

Автоматичний регулятор рівня електричної дії типу АРУ (рис. 7.10) застосовується у відсаджувальних машинах типу МО. Він складається з поплавкового датчика 1 з вимірювальним приладом і задатчиком; електронного регулюючого пристрою 2; регулятора швидкості з реверсивним двигуном 3, реостатом швидкості 4 і зворотного зв'язку 5 та двох кінцевих вимикачів (один – для обмеження кута повороту ротора, другий – для відключення приводу розвантажувача при досягненні ротором мінімальної швидкості обертання); автоматичного вимикача 6; магнітного пускача 7; блоку магнітних підсилювачів 8 для живлення електродвигуна постійного струму; пульта управління 9, на якому установлені показчик числа обертів двигуна, сигнальна лампа про вмикання приводу та ключі дистанційного управління і роду роботи; електродвигуна постійного струму 10 з редуктором 11 і ланцюгової передачі 12 для обертання роторного розвантажувача.

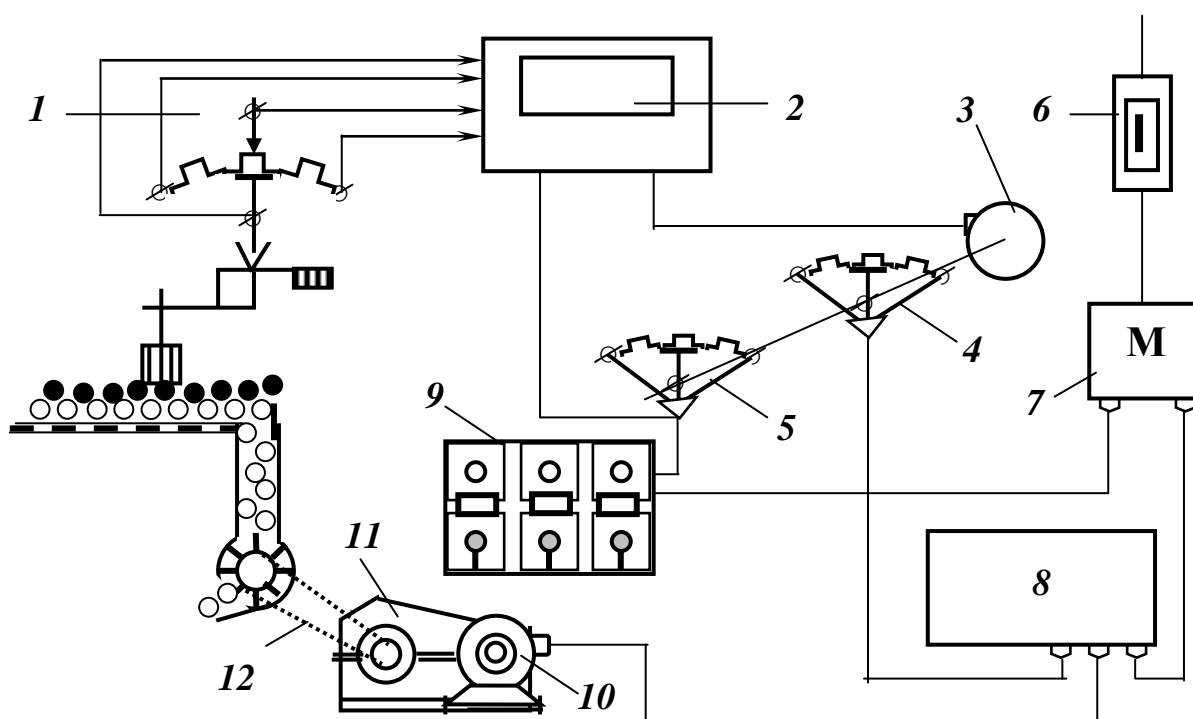


Рис. 7.10 – Схема автоматичного регулятора рівня постелі типу АРУ.
1 – поплавковий датчик; 2 – електронний регулюючий пристрій; 3 – реверсивний двигун; 4 – реостат швидкості; 5 – реостат зворотного зв'язку; 6 – автоматичний вимикач; 7 – магнітний пускач; 8 – магнітні підсилювачі; 9 – пульт управління; 10 – електродвигун постійного струму; 11 – редуктор; 12 – ланцюгова передача.

Датчиком висоти шару важкої фракції на решеті відсаджувальної машини служить пустотілий поплавок. Він контролює висоту породного (у першому відділенні) або промпродуктового (в останньому відділенні) шару постелі. При відхиленні від заданого положення поплавок піднімається або опускається, при цьому повзунк реостата вимірювального пристрою 1 вилкою переміщається відносно повзунка завдання і на вхід регулюючого пристрою 2 подається напруга розбалансу, яка підсилюється електронним підсилювачем. Підсилена напруга викликає спрацьовування одного з реле, яке замикає контакт, включений в ланцюг живлення однієї з обмоток реверсивного двигуна регулятора швидкості.

При обертанні вала реверсивного двигуна відбувається зміна положення повзунків регулюючого реостата швидкості 4 і реостата зворотного зв'язку 5 до моменту компенсації напруги розбалансу вимірювальної системи напругою, що знімається реостатом зворотного зв'язку. Реостат швидкості 4 включений в систему електропривода з плавним регулюванням швидкості обертання роторного розвантажувача. Зі зміною положення реостата швидкості змінюється напруга на робочих обмотках магнітного підсилювача 8, а також напруга постійного струму, що подається на якір електродвигуна 10. Електродвигун збільшує або зменшує швидкість обертання роторного розвантажувача, тобто інтенсивність розвантаження важких фракцій з відсаджувальної машини.

Перевагою автоматичного регулятора АРУ є безперервність регулювання розвантаження важких фракцій, а недолік – труднощі вибору “зони нечутливості” для виключення періодичних коливань поплавка при пульсації постелі в машині.

Автоматичний регулятор рівня пневматичної дії (рис. 7.11) застосовується у відсаджувальних машинах типу ОМА. Він складається з поплавкового датчика 1, який пов'язаний системою важелів з золотниковим пристроєм 2; пневмоциліндра 3 з поршнем і системою важелів 4; троса зворотного зв'язку 6.

Шток пневмоциліндра 3 системою важелів пов'язаний з валом секторного затвора 5, який регулює випуск важких фракцій з розвантажувального кармана машини.

Золотниковий пристрій 2 складається з поворотного стакану 7 і золотника 8 зворотного зв'язку.

При нормальній товщині (висоті) шару важких фракцій (при збагачування вугілля – породи або промпродукту) отвори золотникового пристрою закриті. При збільшенні товщини цього шару поплавок 1 піднімається, стакан 7 повертається і стиснене повітря надходить в нижню частину пневмоциліндра 3. Поршень зі штоком переміщається

вгору, повертає важільну систему 4 і сектор 5, який відкриває отвір розвантажувального кармана. Шток пневмоциліндра при цьому через трос 6 повертає золотник 8 зворотного зв'язку і отвір, через який повітря поступало в пневмоциліндр, частково перекривається. Поршень сповільнює або припиняє рух.

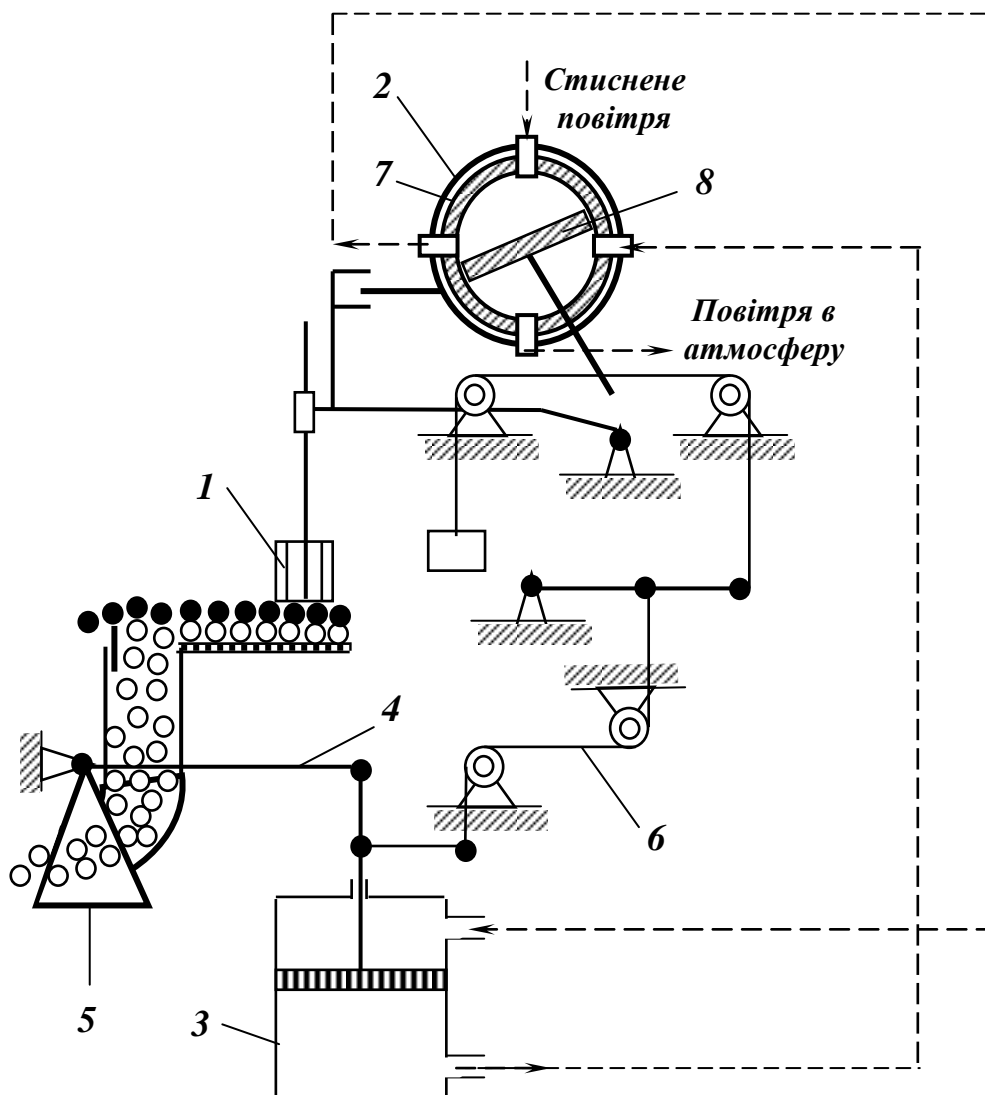


Рис. – Схема пневматичного регулятора рівня постелі.

1 – поплавковий датчик; 2 – золотниковий пристрій; 3 – пневмоциліндр; 4 – система важелів; 5 – секторний затвор; 6 – трос зворотного зв'язку; 7 – поворотний стакан; 8 – золотник.

кається, стакан золотникового пристрою повертається в зворотний бік і стиснене повітря надходить в верхню частину пневмоциліндра 3, при цьому сектор 5 прикриває отвір розвантажувального кармана. При надходженні стисненого повітря по один бік поршня, другий бік через відповідний отвір корпусу золотника сполучається з атмосферою.

Відсаджувальні машини для збагачення руд

Для збагачення руд серійно випускаються безпоршневі відсаджувальні машини двох типів – ОПМ для відсадки дрібного матеріалу (до 4 мм) і ОПС – для відсадки матеріалу середньої крупності (до 30 мм). Крім того, виготовляється також машина МОБК-8С для збагачення матеріалу крупністю понад 30 мм. Відсаджувальні машини складаються з двох – п'яти камер (секцій) з площею кожної камери 1,25 або 2 м².

В машинах ОПМ-12 – ОПМ-15 і ОПС-12 – ОПС-24 повітряне відділення розташоване під решетом, в машинах ОПМ-22 – ОПМ-25 – збоку від відсаджувального решета. При бічному розташуванні повітряних камер рівномірність пульсацій в відсаджувальному відділенні зберігається при його ширині не більше 2 м.

Відсаджувальна машина ОПМ-13 (рис. 7.12) складається з трьох окремих камер 1. Решета 2 в камерах установлені на дерев'яних брусах і мають трафарети 3 для укладки штучної постелі.

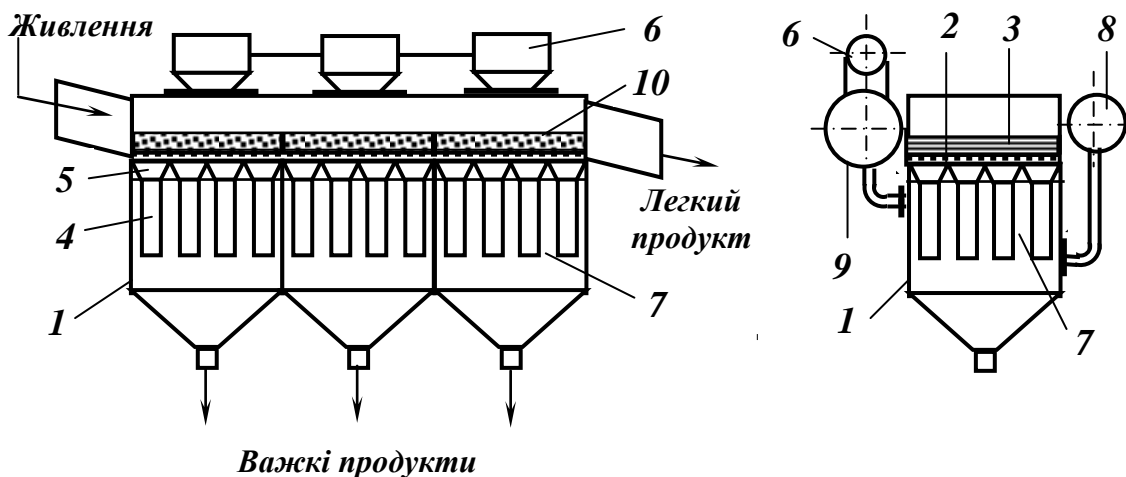


Рис. 7.12 – Схема відсаджувальної машини ОПМ-13.

1 – камера; 2 – решето; 3 – трафарет; 4 – вертикальні труби; 5 – дифузор; 6 – пульсатор; 7 – повітряна камера; 8 – водяний колектор; 9 – повітряний колектор; 10 – штучна постіль.

Під решетами розташовані вертикальні труби 4 з дифузорами 5, що примикають до них. Повітря під тиском через пульсатори 6 роторного типу надходить в повітряні камери 7 (простір між трубами) і приводить воду в коливальний рух. При подачі стисненого повітря вода в міжтрубному просторі опускається і піднімається вгору по трубах, при цьому у відсаджувальній машині створюється висхідний потік. Зворотній хід води при випуску повітря з міжтрубного простору

ру створює низхідний (спадний) потік. Рівномірність розташування труб з дифузорами забезпечує рівномірність пульсуючого потоку води в машині. Розвантаження дрібних фракцій важких продуктів здійснюється крізь штучну постіль і потім через насадки в пірамідальних відсіках під трубами. Легкий продукт видаляється через зливний поріг у кінці машини.

Машини ОПМ-12, ОПМ-14 і ОПМ-15 мають аналогічну конструкцію і відрізняються від ОПМ-13 тільки числом камер.

Відсаджувальна машина МОБК-8С (рис. 7.13) має аналогічну конструкцію. Відсаджувальне відділення цієї машини складається з двох секцій: першої площею 3 м², а другої – 5 м². Решета установлені під кутом 1 – 2°. Розмах коливань води регулюється кількістю подаваного повітря.

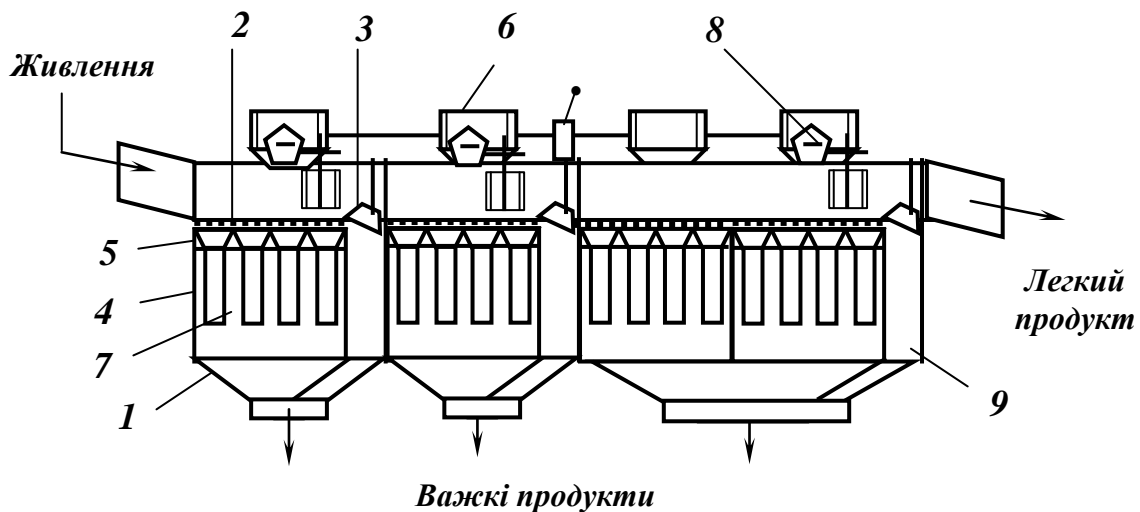


Рис. 7.13 – Схема відсаджувальної машини МОБК-8С.

1 – камера; 2 – решето; 3 – шиберний пристрій; 4 – вертикальні труби; 5 – дифузор; 6 – пульсатор; 7 – повітряна камера; 8 – автоматичний регулятор розвантаження важких фракцій; 9 – розвантажувальна камера.

Відсадження руди в машині МОБК-8С здійснюється з природною постіллю. Крупні важкі частинки розвантажуються через шиберний пристрій 3, а дрібні крізь решето 2. Важкі продукти розвантажуються з машини зневоднюючими елеваторами, а легкий – через зливний поріг в кінці машини. Машина обладнана автоматичним пристроєм 8 для випуску важких продуктів.

Машина МОБК-8С виготовляється за індивідуальним замовленням.

Відсаджувальна машина ОПМ-22 (рис. 7.14) має бокове розташування повітряних камер, які відділені від відсаджувального відділення подовжньою перегородкою.

Корпус 1 машини складається з двох окремих уніфікованих камер, кожна з яких має знімну касету з відсаджувальним решетом 2. Касета установлюється на опорних дерев'яних брусах і закріплюється болтами. В нижній частині камери змонтовані розвантажувальні насадки 7 або гідроциклони. Пульсації води створюються роторними пульсаторами 5. Частоту пульсацій повітря регулюють змінними шківками привода 6 пульсатора, а витрати повітря – заслінками 4.

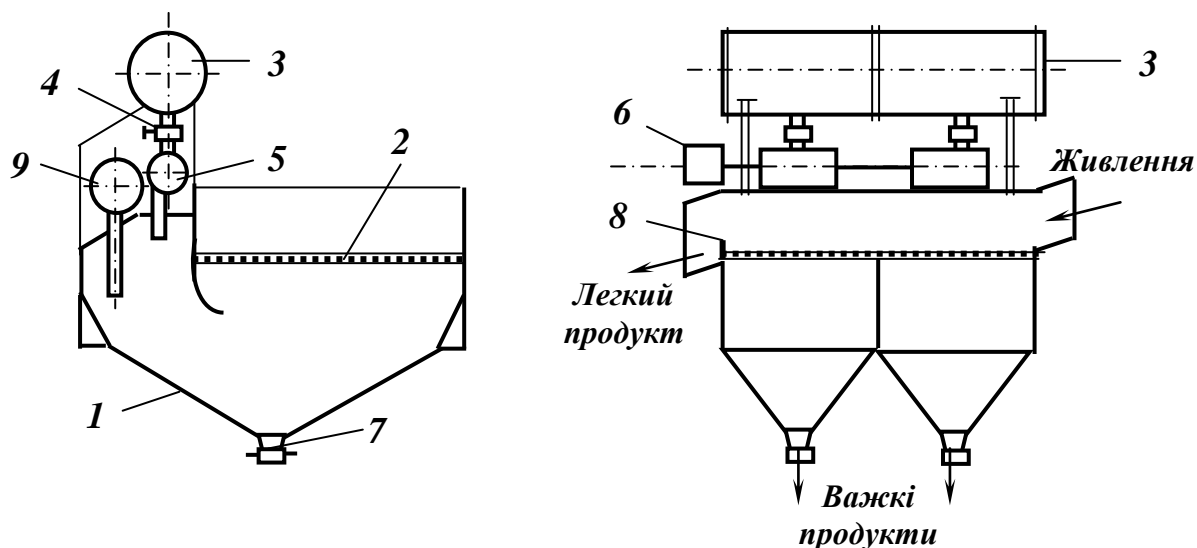


Рис. 7.14 – Схема відсаджувальної машини ОПМ-22.

1 – корпус; 2 – решето; 3 – повітряний колектор; 4 – заслінка; 5 – роторний пульсатор; 6 – привод пульсатора; 7 – розвантажувальна насадка; 8 – поріг; 9 – водяний колектор.

Машина обладнана автоматичним пристроєм (датчиком завантаження), що забезпечує відключення подачі повітря і зупинку машини при відсутності живлення протягом 10 хв. і більше.

Аналогічну конструкцію мають машини ОПМ-23 – ОПМ-25 з числом камер від 3 до 5.

Відсаджувальна машина ОПС-13 (рис. 7.15) має підрешітне розташування повітряного відділення і три прямотечієві відсаджувальні камери 1, що змонтовані по довжині машини. Повітряні камери розташовані по периметру відсаджувального відділення. Решета 2 установлені на дерев'яних підставках, що дозволяє змінювати їх кут нахилу. Машина обладнана автоматичним пристроєм для розвантаження важких фракцій, що включає шибер 3, який перекриває донну горизонтальну щілину, і авторегулятор 6 з поплавковим датчиком. Розвантаження важких продуктів створюється лопатевими розвантажувачами 10. Машина оснащена уніфікованими повітряними пульсаторами 5, що дозволяють змінювати частоту пульсацій і цикл відсадки.

Машини ОПС виготовляються також з двома (ОПС-12) і чотирма (ОПС-14) камерами, а також з чотирма камерами більшої ширини (ОПС-24).

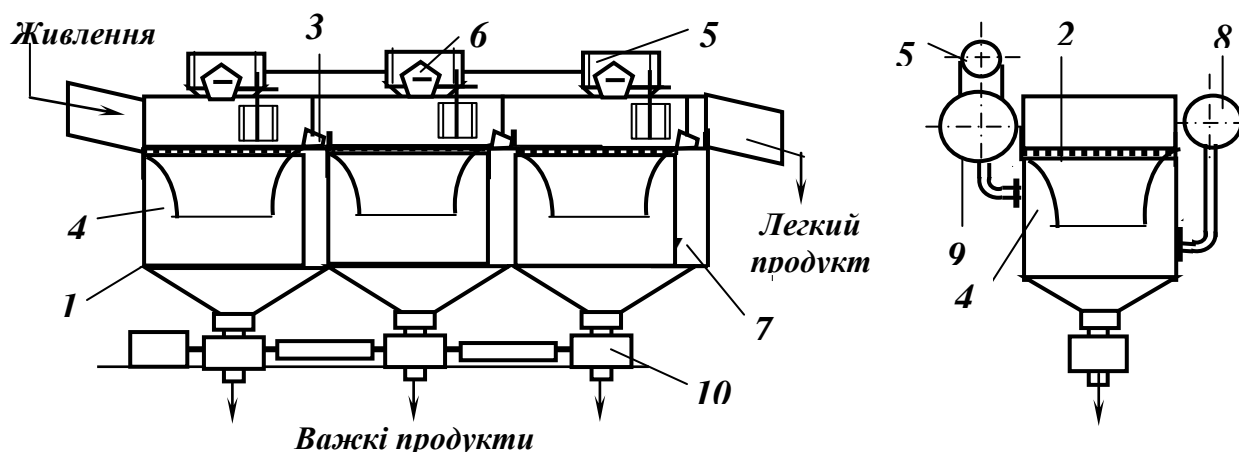


Рис. 7.15 – Схема відсаджувальної машини ОПС-13.

1 – камера; 2 – решето; 3 – шибєрний пристрій; 4 – повітряна камера;
5 – пульсатор; 6 – автоматичний регулятор розвантаження важких
фракцій; 7 – розвантажувальна камера; 8 – водний колектор;
9 – повітряний колектор; 10 – блок розвантажувачів.

Технічні характеристики відсаджувальних машин типів ОПМ і ОПС наведені в табл. 7.2.

Таблиця 7.2 – Технічні характеристики відсаджувальних машин ОПМ і ОПС

Параметр	ОПМ-12	ОПМ-13	ОПМ-14	ОПМ-15	ОПМ-22	ОПМ-23
Розміри камери:						
ширина, мм	1250	1250	1250	1250	2000	2000
довжина, мм	1000	1000	1000	1000	1000	1000
Число камер	2	3	4	5	2	3
Площа решета, м ²	2,5	3,75	5,0	6,25	4,0	6,0
Коливання води:						
частота, хв ⁻¹	110-350	110-350	110-350	110-350	142	176
амплітуда, мм	до 150	до 150	до 150	5 - 100	3 - 60	3 - 60
Стиснене повітря:						
тиск, кПа	20 - 50	20 - 50	20 - 50	20 - 50	30 - 35	30 - 35
витрати, м ³ /с	0,17	0,25	0,39	0,39	0,44	0,67
Крупність руди, мм	до 4	до 4	до 4	до 4	до 4	до 4
Продуктивність, т/год	до 25	до 40	до 50	до 55	до 40	до 60
Потужність електро- двигуна, кВт	1,5	1,5	1,5	1,5	2,2	2,2
Габарити, мм:						
довжина	2790	3810	4830	5840	3300	4330
ширина	2480	2480	2480	2480	3100	3100
висота	3300	3300	3300	3300	4300	4300
Маса, т	4,7	6,5	8,3	9,75	6,14	8,61

Продовження табл. 7.2

Параметр	ОПМ-24	ОПМ-25	ОПС-12	ОПС-13	ОПС-14	ОПС-24
Розміри камери:						
ширина, мм	2000	2000	1250	1250	2000	2000
довжина, мм	1000	1000	1000	1000	1000	1000
Число камер	4	5	2	3	4	4
Площа решета, м ²	8,0	10,0	2,5	3,7	5,0	8,0
Коливання води:						
частота, хв ⁻¹	227	316	50-120	50-120	50-120	50-160
амплітуда, мм	3 - 60	3 - 60	32-110	32-110	32-110	до 150
Стиснене повітря:						
тиск, кПа	30 - 35	30 - 35	30 - 35	30 - 35	30 - 35	20 - 50
витрати, м ³ /с	0,89	1,11	0,25	0,36	0,49	0,78
Крупність руди, мм	до 4	до 4	до 30	до 30	до 30	до 30
Продуктивність, т/год	до 60	до 75	до 30	до 45	до 50	до 100
Потужність електродвигуна, кВт	2,2	2,2	1,5	1,5	1,5	1,5
Габарити, мм:						
довжина	5350	6370	3290	4560	5780	4720
ширина	3100	3100	2460	2460	2460	3240
висота	4300	4300	3040	3040	3040	3230
Маса, т	11,0	13,54	5,0	7,5	8,23	20,0

7.4.2. Діафрагмові відсаджувальні машини

Діафрагмові відсаджувальні машини відрізняються простотою конструкції, компактністю, забезпеченням жорсткого режиму пульсацій середовища при постійності амплітуди коливань діафрагми. Недоліком діафрагмових відсаджувальних машин є їх порівняно невелика продуктивність, оскільки зі збільшенням площі відсаджувального відділення і підвищенням продуктивності порушується рівномірність пульсацій по всій площі. Крім того, збільшення площі відсаджувального відділення приводить до необхідності збільшення числа діафрагм, а отже до ускладнення конструкції машини.

Діафрагмові машини доцільно використовувати на фабриках невеликої виробничої потужності, які не мають повітряного господарства. Ці машини встановлюють у циклі подрібнення з метою вилучення мінералів з високою густиною із продукту розвантаження млинів, що працюють у замкненому циклі з класифікаторами. При збагаченні розсипів на драгах і при відсаженні дрібноподрібнених руд рідкісних і кольорових металів, коли необхідні режими з порівняно малими амплі-

літудами і підвищеним числом пульсацій (від 250 до 800 хв^{-1}), також доцільне застосування діафрагмових машин.

Розрізняють такі різновиди діафрагмових машин (рис. 7.16): з вертикальною діафрагмою в перегородці (ОВМ-1) і в зовнішній стінці (МОД-4), з рухомими конічними днищами (МОД-1, МОД-2, МОД-3, МОД-6).

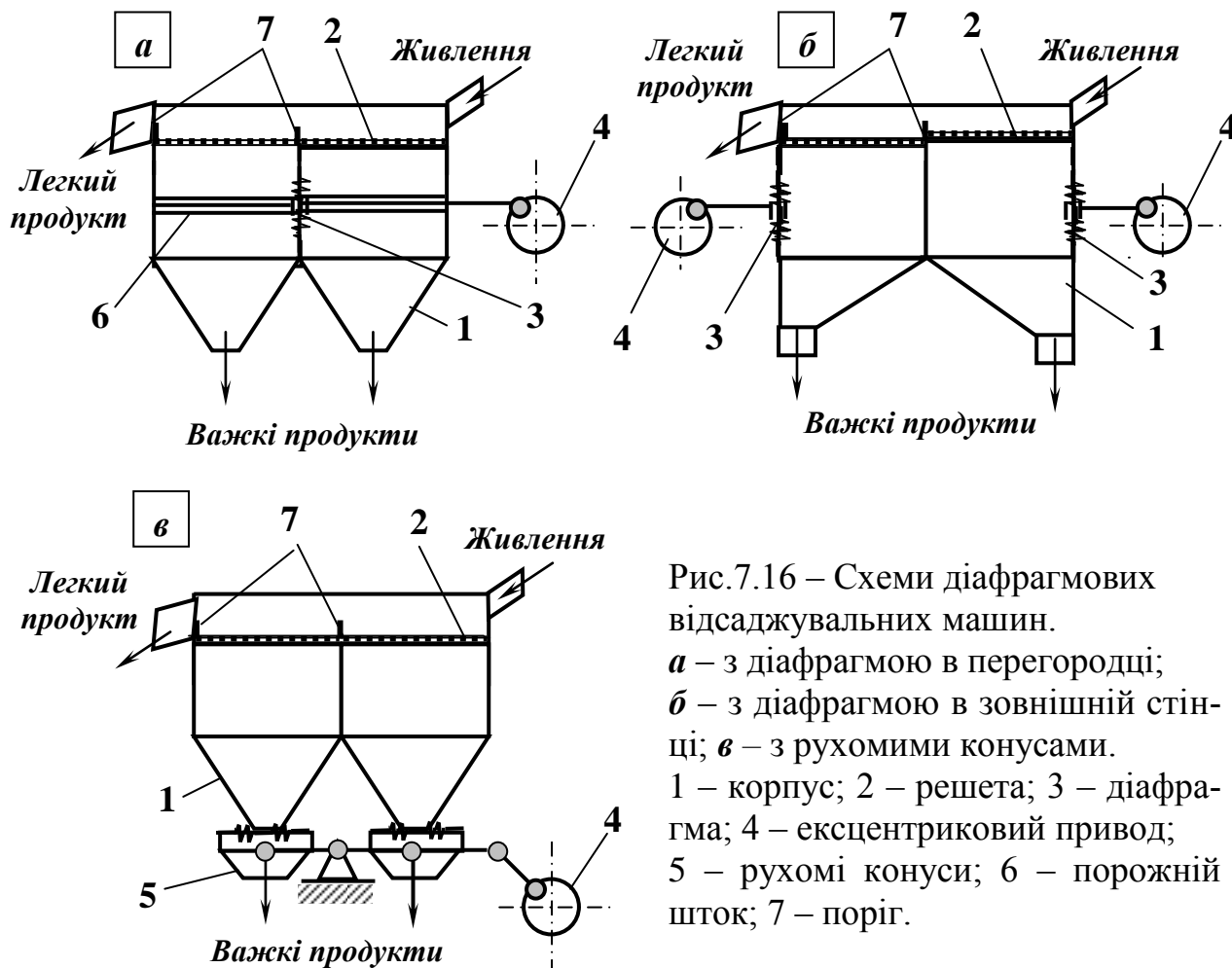


Рис.7.16 – Схеми діафрагмових відсаджувальних машин.
а – з діафрагмою в перегородці;
б – з діафрагмою в зовнішній стінці;
в – з рухомими конусами.
 1 – корпус; 2 – решета; 3 – діафрагма; 4 – ексцентриковий привод;
 5 – рухомі конуси; 6 – порожній шток; 7 – поріг.

Відсаджувальна машина ОВМ-1 (рис. 7.16 *а*) з вертикальною діафрагмою між камерами застосовується для збагачення дрібнозернистих руд рідкісних металів крупністю 0,1 – 8 мм в режимах високих частот коливань середовища (до 850 хв^{-1}). Машини ОВМ-1 застосовуються головним чином на драгах для збагачення розсипів.

Машина складається з двох камер, що розділені вертикальною перегородкою. В стінку перегородки вмонтована металева діафрагма 3, що створює зворотно-поступальний рух. Коливання надають діафрагмі від ексцентрикового приводу 4 через порожній шток 6, що використовується одночасно як трубопровід для подачі подрешітної во-

ди. Для цього по всій довжині штока просвердлені отвори діаметром 1,5 мм. Решета 2 в машині закріплюються дерев'яними брусами за допомогою клинів. Наприкінці кожної камери встановлений вертикальний регульований по висоті поріг 7. Важкі продукти розвантажують крізь штучну постіль і випускають з машини через крани або гідроелеватори. Легкий продукт видаляють через зливний поріг останньої камери.

Відсаджувальна машина МОД-4 (рис. 7.16 б) застосовується головним чином для збагачення залізних, марганцевих руд і руд рідкісних металів крупністю до 30 мм.

Машина складається з чотирьох камер з пірамідальними днищами, які розділені вертикальними перегородками. Діафрагми 3 розташовані в торцевих стінках камер. Один привод 4 обслуговує дві діафрагми. Відсаджувальні решета 2 встановлені під невеликим кутом нахилу в бік розвантаження, крім того, в завантажувальних камерах решета розташовані вище, ніж в розвантажувальних. Таким чином, забезпечується рух матеріалу вздовж машини. Важкі продукти проходять крізь штучну постіль, потрапляють в пірамідальні камери, звідки періодично або безперервно випускаються з машини за допомогою спеціальних розвантажувальних пристроїв. Легкий продукт видаляється через зливний поріг 7 останніх камер.

Відсаджувальна машина МОД-2 (рис. 7.16 в) застосовується також для збагачення залізних, марганцевих руд і руд рідкісних металів, але меншої крупності (до 15 мм).

Відсаджувальна машина МОД-2 має дві камери, а машини МОД-1, МОД-3 і МОД-6 – відповідно одну, три і шість камер. Колювання водного середовища створюються рухом (вгору-вниз) конусів 5 від ексцентрикового привода 4. Один привод обслуговує два конуси. В нижній частині кожний конус має пристрій для періодичного або безперервного розвантаження важких продуктів, а в верхній – гумову кільцеву діафрагму 3, яка герметично з'єднує його з основою конічної камери. Важкі продукти проходять крізь штучну постіль під решето 2, потрапляють в пірамідальні камери, звідки випускаються з машини через конусні крани або насадки. Легкий продукт видаляється самотливом через зливний поріг 7.

Технічні характеристики діафрагмових відсаджувальних машин наведені в табл. 7.3.

Таблиця 7.3 – Технічні характеристики діафрагмових відсаджувальних машин

Параметри	ОВМ-1	МОД-1	МОД-2	МОД-3	МОД-4	МОД-6
Розміри камери, мм	300x300	760x760	1060x1060	1060x1060	1060x1060	1250x1250
Число камер	2	2	2	3	4	6
Робоча площа решіт, м ²	0,18	1,0	2,0	3,0	4,0	9,4
Частота коливань діафрагми, хв ⁻¹	400 - 850	130 – 350	130 – 350	130 – 350	125 – 350	260 – 320
Хід діафрагми, мм	до 16	до 40	до 40	до 40	до 75	до 16
Крупність руди, мм	0,1 – 8	0,5 – 15	0,5 – 15	0,5 – 30	0,5 – 30	0,1 – 0,5
Продуктивність, т/год	0,5 – 4	7 - 12	4 - 30	7 - 40	20 – 55	до 40
Потужність електродвигуна, кВт	0,6	1,1	2,2	2x2,2	2x2,2	3x2,8
Габарити, мм:						
довжина	1220	1950	2550	3850	3500	4850
ширина	650	1050	1350	1350	2600	3260
висота	1000	2050	2250	2250	2100	2570
Маса, т	0,24	1,0	1,8	2,7	3,5	10,0

7.4.3. Поршневі відсаджувальні машини

Поршневі відсаджувальні машини (рис. 7.17) застосовують на деяких збагачувальних фабриках для відсадки крупних і середніх класів руди. Вони звичайно мають дві – чотири камери. Коливання води створюються рухом поршня, хід якого регулюється ексцентриковим механізмом.

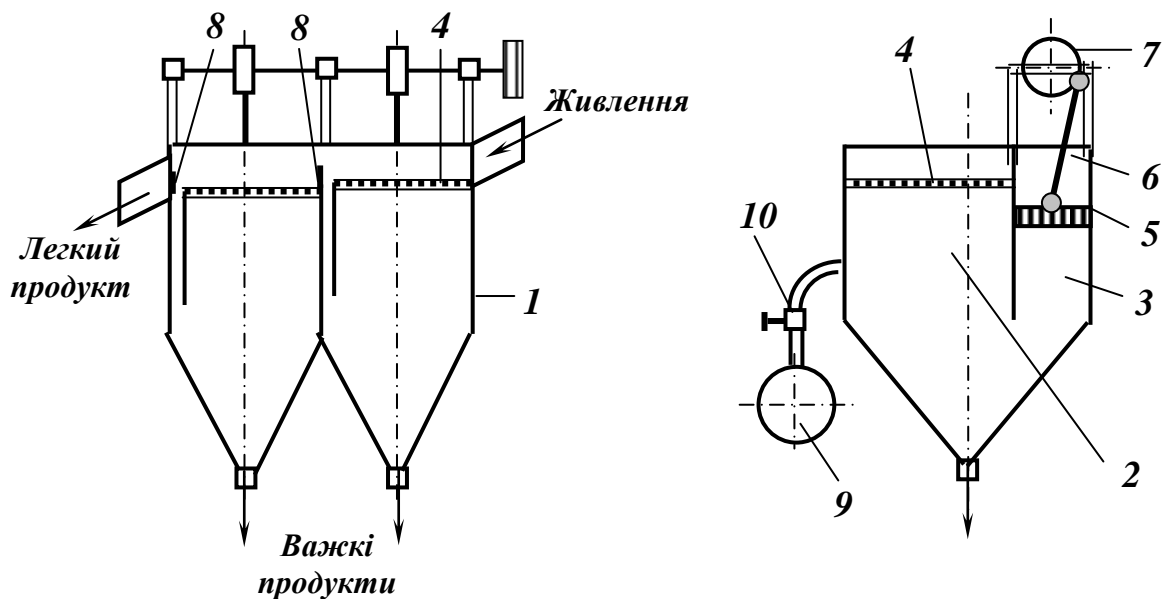


Рис. 7.17 – Схема поршневої відсаджувальної машини.

1 – корпус; 2 – робоче відділення; 3 – поршневе відділення; 4 – решето;
5 – поршень; 6 – шток; 7 – ексцентриковий привод; 8 – поріг;
9 – водяний колектор; 10 – водяний кран.

Поршнева відсаджувальна машина складається з корпусу 1, що має робоче 2 і поршневе 3 відділення. Решето 4 в машині – нерухоме. Колювання води і збагачуваного матеріалу відбуваються при переміщенні поршня 5, що зв'язаний штоком 6 з ексцентриковим приводом 7. Підрешітна вода подається з колектора 9, її витрати регулюються кранами 10.

Легкий продукт виноситься потоком води через зливний поріг 8 в кінці машини, а важкі продукти направляються в розвантажувальні пірамідальні камери через отвори решета (при штучній постелі) або через щілину в кінці секції і потім видаються з машини елеватором або іншим пристроєм.

Поршневі відсаджувальні машини не мають широкого розповсюдження внаслідок низької питомої продуктивності, а також великих витрат води і електроенергії. Вони практично повністю витиснуті повітряно-пульсаційними відсаджувальними машинами.

7.4.4. Відсаджувальні машини з рухомим решетом

Відсаджувальні машини з рухомим решетом (рис. 7.18) обмежено застосовують для збагачення марганцевих і залізних руд крупністю 3 – 40 мм.

Машини звичайно складаються з двох – чотирьох секцій 1 з площею решіт 2,9 – 4 м² і більше.

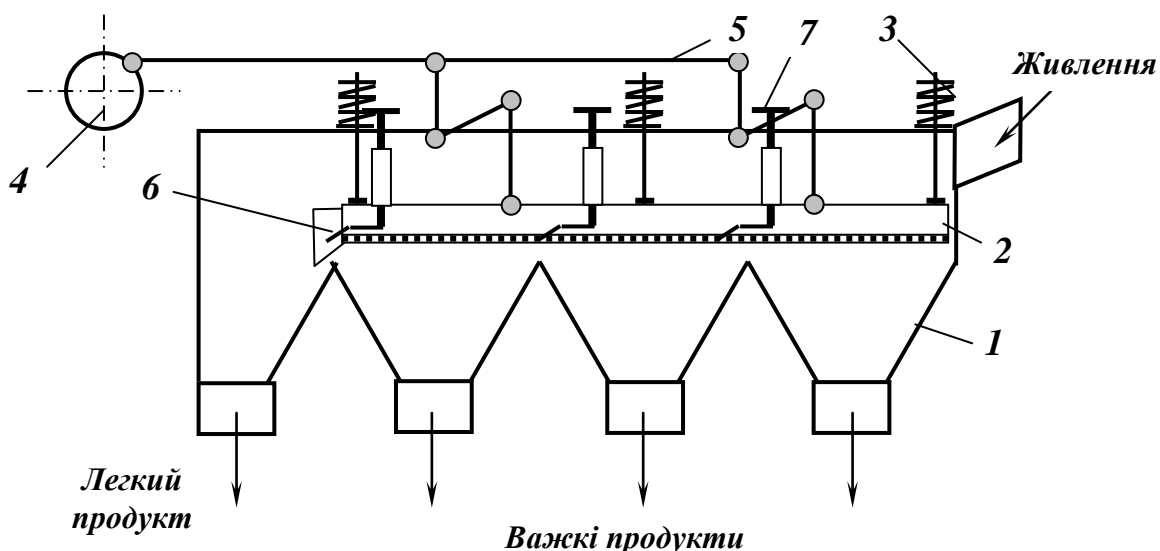


Рис. 7.18 – Схема трьохсекційної відсаджувальної машини з рухомим решетом. 1 – корпус; 2 – короб з решетом; 3 – пружина-амортизатор; 4 – ексцентриковий привод; 5 – система важелів; 6 – козирьок; 7 – маховик.

Трисекційна відсаджувальна машина з рухомим решетом складається з корпусу 1 з чотирма пірамідальними камерами, рухомого короба 2 з решетом, що підвішений на пружинах-амортизаторах 3 і привода 4. Розмір отворів решета повинен бути менше мінімального розміру грудки збагачуваного матеріалу. Коливання решета в вертикальному і горизонтальному напрямі передаються від ексцентрикового механізму 4 через систему важелів 5. Частота коливань становить $90 - 190 \text{ хв}^{-1}$. Водне середовище в машині при цьому залишається відносно нерухомим. При русі матеріалу вздовж машини здійснюється його розшарування за густиною. Руху матеріалу сприяють коливання решета і його нахил (близько 5°) в бік розвантаження. Важкі продукти розвантажуються через щілини решета, ширина яких регулюється козирками 6 за допомогою маховиків 7. З машини важкі продукти видаються зневоднюючими елеваторами або скребковими конвеєрами. Легкий продукт видаляється через зливний поріг в кінці машини.

Відсаджувальні машини з рухомим решетом серійно не виготовляються, їх виготовлюють безпосередньо на підприємстві.

7.5. ОСНОВНІ ПАРАМЕТРИ ВІДСАДКИ

Основні параметри, що чинять вплив на процес відсадки, розділяють на три групи:

- *технологічні*, що залежать, зокрема, від характеристики вихідного матеріалу (гранулометричний і фракційний склад вихідного матеріалу, його крупність, форма зерен і їх міцність, питома продуктивність машини);

- *гідродинамічні*, що визначаються параметрами підрешітної води і стисненого повітря (цикл відсадки, частота і амплітуда пульсацій, витрати і тиск води і повітря, розрідженість живлення);

- *конструктивні*, що залежать від типу використаної машини (спосіб розвантаження важких продуктів, спосіб створення пульсацій у відсаджувальній камері, число камер, площа відсаджувального решета).

7.5.1. Технологічні параметри відсадки

Технологічні параметри відсадки визначаються якістю і кількістю збагачуваного матеріалу, тобто їх гранулометричним, фракційним складом і фактичною питомою продуктивністю відсаджувальної машини. Технологічні результати відсадки характеризуються взаємозасміченням кінцевих продуктів збагачення, а також показниками технологічної ефективності – середнім ймовірним відхиленням E_{pt} і погіршністю розділення I .

Гранулометричний склад вихідного матеріалу визначає структуру постелі відсаджувальної машини. Зі зменшенням крупності збагачуваного матеріалу підвищується гідродинамічний опір постелі, внаслідок чого знижуються ефективність і точність розділення матеріалу. Зниження точності розділення зі зменшенням розміру збагачуваних частинок можна пояснити тим, що вплив різних перешкод, несприятливих факторів (напр., в'язкості, турбулентності потоку, зіткнення частинок різної крупності і т.д.) значно більшою мірою позначається на дрібних частинках, ніж на крупних. Механічна взаємодія між частинками різної крупності і густини, їх зустрічі і зіткнення в процесі розшарування постелі також більшою мірою негативно позначаються саме на дрібних частинках. Дрібна частинка при зіткненні з крупною суттєво змінює свою траєкторію, в той час як для крупної частинки значної маси така зустріч може пройти практично без помітної зміни траєкторії. Чим крупніші частинки, тим менше вони піддаються впливу перешкод, що виникають при русі до своїх шарів (за густиною), і тим менше ймовірність вилучення їх до «чужих» шарів до моменту видалення з відсаджувальної машини.

Технологічна ефективність відсадки особливо залежить від вмісту в живленні шламів, які не збагачуються, а практично повністю переходять в легкий продукт. Так, при збагаченні вугілля для нормальної роботи відсаджувальної машини вміст шламів крупністю 0 - 0,5мм не повинен перевищувати 15 %.

Мінімальним для відсадки необхідно вважати такий розмір частинок, менше якого ефективність збагачення іншими методами буде вище, ніж відсадкою. Розмір максимальної грудки збагачуваного матеріалу обмежений не технологічними можливостями процесу, а конструктивними особливостями відсаджувальних машин (головним чином конструкцією розвантажувальних пристроїв). Для більшості відсаджувальних машин різних типів за умовами розвантаження важких продуктів максимальний розмір зерен не перевищує 100 – 150 мм і тільки в відсаджувальних машинах типу ОМА можна збагачувати матеріал крупністю до 250 мм.

Діапазон крупності матеріалу при відсадці, як правило, залежить від прийнятої на фабриці технологічної схеми. Стабілізувати якість вихідного матеріалу за гранулометричним складом можна усередненням, однак і після цього коливання якісних показників залишаються значними.

Наявність в збагачуваному матеріалі зерен плоскої форми приводить до зниження пропускної здатності постелі і погіршення ефективності розділення. При збагаченні вугілля плоскі частинки породи виносяться висхідним потоком в концентрат і знижують його якість.

Низька міцність зерен збагачуваного матеріалу сприяє його ошламлюванню, що ускладнює процес відсаджень (шлами в незбагачуваному стані переходять в легкий продукт).

Товщина постелі на решеті відсаджувальної машини залежить від крупності збагачуваного матеріалу. При збагаченні крупних класів руд вона дорівнює 5 – 10 діаметрам найбільших частинок у живленні, при збагаченні дрібних класів вона становить 80 – 90 мм. При збагаченні крупних класів вугілля товщина постелі дорівнює 350 – 400 мм, при збагаченні дрібних класів – 250 – 350 мм.

При відсадженні зі штучною постіллю її товщину приймають з урахуванням виходу підрешітних (важких) продуктів – чим більше її товщина, тим нижча пропускна здатність, і навпаки. Тому при відсадці багатих руд товщина постелі повинна бути менше, ніж при відсадці бідних.

Крупність частинок штучної постелі приймається в 2,5 – 6 разів більшою максимальної крупності частинок збагачуваного матеріалу. Для приготування штучної постелі використовують рудні концентрати (гематитовий, магнетитовий, піролюзитовий та ін.), сталений дріб, скрап, відпрацьовані кулі млинів і т.п.

Регулювання товщини постелі здійснюється автоматичними регуляторами.

Фракційний склад вихідного матеріалу характеризує його збагачуваність. Чим вище вміст в збагачуваному матеріалі проміжних фракцій (зростків), тим нижча ефективність процесу відсадки. Підвищення вмісту важких фракцій у вихідному матеріалі сприяє підвищенню якості важкого продукту і погіршенню якості легкого продукту, і навпаки.

Характер розподілення фракцій різної густини в зоні розділення також суттєво впливає на ефективність процесу. Якщо сусідні фракції будуть представлені великими виходами і межа розділення не буде явно виражена, то розділення такого матеріалу відбудеться з меншою точністю. Зниження ефективності розділення пов'язано з тим, що зі зменшенням контрастності в зоні розділення збільшується вміст частинок, густина яких несуттєво відрізняється від густини розділення. В цьому випадку навіть невеликі випадкові впливи можуть завадити таким частинкам досягнути свого шару рівноваги. Тому при виборі режиму відсадження необхідно враховувати не тільки фракційний склад збагачуваного матеріалу, але й діапазон густин, за якими здійснюється розділення суміші мінералів.

Для одержання продуктів необхідної якості у відсаджувальну машину повинно подаватись живлення постійного фракційного складу. Збереження якісно-кількісних показників кінцевих продуктів відсадки при погіршенні фракційного складу збагачуваного матеріалу досягається підвищенням ефективності розділення, що в більшості випадків можливе тільки за рахунок зниження питомої продуктивності.

Питома продуктивність відсаджувальних машин визначається за нормами навантаження на 1 м² решета. Вона обумовлена низкою факторів, зокрема фізичними властивостями і крупністю вихідного матеріалу, вимогами до якості кінцевих продуктів, конструктивними особливостями відсаджувальних машин та ін.

Питома продуктивність відсаджувальних машин коливається в широких межах від 5 до 30 т/год·м².

Між питомою продуктивністю, швидкістю розшарування і точністю розділення існує визначений взаємозв'язок. Чим вища швидкість формування постелі, тим вища за інших рівних умов продуктивність відсаджувальних машин. Швидкість формування постелі залежить від властивостей збагачуваного матеріалу і режиму відсадки, який в свою чергу визначається конструктивними особливостями відсаджувальних машин. Значення цього параметра для кожного типу машин і конкретних умов експлуатації може бути знайдено тільки експериментально.

Продуктивність відсаджувальної машини визначається за формулою:

$$Q = qF, \text{ т/год}, \quad (7.19)$$

де q – питома продуктивність, т/год·м²; F – площа відсаджувального решета, м².

Зі збільшенням питомої продуктивності знижується ефективність збагачення, що пов'язано зі збільшенням швидкості руху матеріалу вздовж машини і, отже, зі зменшенням часу перебування матеріалу в робочій камері відсаджувальної машини.

При низькій питомій продуктивності технологічні показники теж погіршуються внаслідок значного збільшення вмісту легких фракцій у важких продуктах відсадки, тому що неможливо постійно підтримувати необхідну товщину постелі.

Норми питомої продуктивності відсаджувальних машин при збагаченні корисних копалин наведені в табл. 7.4 і 7.5.

Таблиця 7.4 – Норми питомої продуктивності відсаджувальних машин при збагаченні вугілля

Збагачуваний матеріал	Крупність, мм	Питома продуктивність (т/год·м ²), якщо збагачуваність матеріалу			Вміст породних фракцій в живленні, %
		легка	середня	важка	
Кам'яне вугілля	0,5 – 13	12 – 15	8 – 12	7 – 10	Не більше 50
	+13 і 0,5 – 100	13 – 18	10 – 13	8 – 12	Не більше 60
Антрацит	6 – 150	25	23	20	Менше 25
		20	19	18	25 – 35
		18	17	16	Понад 35

Таблиця 7.5 – Норми питомої продуктивності відсаджувальних машин при збагаченні руд

Збагачуваний матеріал	Крупність, мм	Продукти збагачення	Питома продуктивність, т/год·м ²
Мідні, цинкові і поліметалічні свинцево-цинкові руди	1 - 4	Остаточний концентрат, промпродукт і відвальні відходи	1 - 2
Залізні і марганцеві руди	2 - 4	Те ж саме	2 - 5
	15 - 20	Те ж саме	5 - 7
Вольфрамові і олов'яні корінні руди	1 - 3	Бідний концентрат для подальшої обробки і відвальні відходи	4 - 6
	8 - 16	Чорновий концентрат і багаті відходи для подальшої переробки	7 - 12 і більше
Руди рідкісних металів	розсипні	Бідний концентрат для подальшої переробки і відвальні відходи	5 - 10
Золотовмісні руди	розсипні, корінні	Те ж саме	10 - 20
	подрібнені	Чорновий концентрат з крупним золотом	20 - 50

Якщо вимоги до відсадки обмежені одержанням тільки відвальних відходів, а до якості концентрату спеціальних вимог не висувається можна допускати більш високу питому продуктивність. При необхідності одержання концентрату високої якості питому продуктивність слід приймати за мінімальними значеннями. Питома продуктивність повинна бути ще більше знижена при одержанні трьох кінцевих продуктів в одній відсаджувальній машині. При застосуванні штучної постелі питомі продуктивності повинні бути в 2 – 3 рази нижче, ніж при застосуванні природної.

7.5.2. Гідродинамічні параметри відсадки

Гідродинамічні параметри відсадки обумовлюють створення коливального режиму середовища і розпушення постелі. Раціональні умови розділення за густиною забезпечуються регулюванням параметрів циклу, стисненого повітря і підрешітної води.

Цикл відсадки характеризується частотою коливань середовища, тривалістю його підйому, опускання і паузи між ними.

Найбільш сприятлива діаграма відсаджувального циклу повинна забезпечити при висхідному потоці за відносно невеликий час максимальну розпушеність по всій висоті постелі, а потім, по можливості, плавне опускання частинок. Для одержання оптимальної діаграми відсаджувального циклу в залежності від збагачуваного матеріалу і питомої продуктивності необхідно підбирати параметри повітряного циклу: тривалість впуску, випуску повітря і пауз між ними, тиск повітря і частоту пульсацій. Сукупність параметрів повітряного циклу обумовлює динамічний режим розпушення постелі, який характеризується такими вихідними гідродинамічними параметрами: амплітудою пульсацій, максимальним підйомом постелі, максимальною швидкістю висхідного і низхідного потоків, критерієм розпушеності.

Максимальні значення амплітуди пульсацій, підйому і розпушеності постелі досягаються при симетричних повітряних циклах 50 – 00 – 50 і 45 – 10 – 45. Однак обидва ці цикли характеризуються низькою швидкістю висхідного потоку і високою низхідного. Такі цикли пульсацій більш придатні для збагачення дрібних класів при відносно невеликому вмісті важких фракцій, а також при необхідності посилення ефекту всмоктування для видалення під решето найбільш тонких важких частинок. Для збагачення крупних класів при великому вмісті важких фракцій у висхідному матеріалі перевагу віддають асиметричним повітряним циклам.

Невелика пауза сприятливо позначається на характеристиці симетричного і асиметричних циклів, але при значному її збільшенні (напр., до 20 %), всі вихідні гідродинамічні параметри різко знижуються.

На *розпушення постелі* суттєвий вплив має частота пульсацій і тиск повітря. При доброму розпушенні постелі збільшується продуктивність відсаджувальної машини. Однак при великих швидкостях руху води дрібні зерна важкого продукту можуть виноситися у верхні шари постелі, а зерна плоскої і неправильної форми, що мають великий коефіцієнт опору, затримуються у верхніх шарах постелі. При недостатньому розпушенні постелі умови її розшарування погіршуються внаслідок високого механічного опору постелі руху в ній зерен, особливо крупних. Продуктивність відсаджувальної машини знижується.

Частота і амплітуда пульсацій води визначають швидкісний режим висхідних і низхідних потоків у відсаджувальній машині, який обумовлює розпушення і висоту підйому мінеральних зерен над решетом.

Зі збільшенням *частоти пульсацій* абсолютні значення вихідних гідродинамічних параметрів зменшуються, особливо різко зменшуються підйом і розпушеність постелі. З технологічної точки зору доцільно вес-

ти процес відсадження при низькій частоті пульсацій. В цьому випадку збільшується швидкість висхідного потоку і амплітуда пульсацій, досягається максимальний підйом постелі і підвищується її розпушеність. Однак при низькій частоті пульсацій режим відсадження стає менш стійким і більш чутливим до змін навантаження, гранулометричного і фракційного складу вихідного матеріалу. Підтримка оптимального режиму розшарування в цьому випадку ускладнена і вимагає більш досконалих систем автоматичного регулювання процесу.

Амплітуда пульсацій води залежить від частоти пульсацій, крупності і коефіцієнта пористості важкого шару постелі.

При виборі частоти і амплітуди пульсацій води повинні бути враховані максимальний розмір, густина і гранулометричний склад зерен збагачуваного матеріалу, вміст легких і важких фракцій, товщина постелі, а також вимоги до якості продуктів відсадки.

Зі збільшенням крупності зерен збагачуваного матеріалу швидкість руху пульсуючої води повинна збільшуватись, що досягається збільшенням амплітуди пульсацій. Амплітуду пульсацій також збільшують при збільшенні товщини постелі і при великому вмісті важкого продукту в збагачуваному матеріалі. Частоту пульсацій зі збільшенням крупності зерен знижують.

Орієнтовно амплітуду і частоту пульсацій можна визначити за емпіричними формулами:

$$l = 8,1d_{max}^{0,6}, \text{ мм}, \quad (7.20)$$

$$\omega = 1340 / l^{0,5}, \text{ хв}^{-1}, \quad (7.21)$$

де l - амплітуда коливань, мм; ω - частота коливань, хв^{-1} ; d_{max} - максимальний розмір зерна збагачуваного матеріалу, мм.

Орієнтовні значення амплітуди і частоти уточнюють в процесі наладки і регулювання відсаджувальної машини.

Витрата і тиск повітря – фактори грубого регулювання процесу відсадки.

Витрата повітря, що подається в машину, впливає на амплітуду пульсацій води. При збільшенні гідравлічного опору постелі витрата повітря повинна бути збільшена.

Зі збільшенням *тиску повітря* майже пропорційно збільшуються швидкість висхідного потоку і амплітуда пульсацій, в більшій мірі – швидкість низхідного, висота підйому і розпушеність постелі. Змінюючи тиск у повітряних камерах відсаджувальних машин в різні періоди циклу можна впливати на динаміку розпушення постелі.

Регулювання процесу відсадки з використанням параметрів повітря організовують, як правило, при значних коливаннях гранулометричного чи фракційного складу збагачуваного матеріалу або питомої продуктивності.

Підрешітна вода служить фактором оперативного регулювання відсадки шляхом підтримки раціонального розпушення відсаджувальної постелі. При цьому розпушеність постелі залежить від змін тиску більшою мірою, ніж від витрати підрешітної води.

Підрешітна вода служить для покриття дебалансу витрат води у висхідному і низхідному потоках. Динамічна дія підрешітної води полягає в зменшенні перепаду тиску між робочим і повітряним відділеннями, збільшенні швидкості висхідного потоку і зменшенні низхідного. Крім того, підрешітна вода разом з транспортною бере участь у переміщенні легкого продукту до зливного порогу. Під час висхідного потоку надлишок води разом з легким продуктом іде через зливний поріг. Під час низхідного потоку води гідравлічний опір відсаджувальної постелі внаслідок її згруповання вище, ніж при висхідному, тому вода під решето повертається в меншій кількості, ніж надходить в надрешітну частину при висхідному потоці. Якщо не заповнювати підрешітною водою дебаланс, що при цьому виникає, то з кожною пульсацією між робочим і повітряним відділеннями буде зростати перепад рівнів до тих пір, поки повітря не почне прориватися в робоче відділення машини.

Зниження витрати підрешітної води приводить до зменшення амплітуди пульсацій, підйому постелі, її розпушення і швидкостей висхідного і низхідного потоків. Зменшення вихідних гідродинамічних параметрів відсадки, зокрема амплітуди пульсацій, приводить до зниження рівня зливу води через зливний поріг відсаджувальної машини.

Витрата транспортної води впливає і на тривалість перебування збагачуваного матеріалу у відсаджувальній машині. При великій витраті транспортної води зменшується ефективність процесу, але збільшується продуктивність.

Залежно від конкретних умов сумарні витрати підрешітної і транспортної води складають від 2 до 6 м³/т збагачуваного матеріалу.

Розрідженість живлення не повинна перевищувати 1 – 2 м³/т. У протилежному випадку у відсаджувальній машині створюється горизонтальний потік, що замутиє шар матеріалу, який знаходиться над постіллю, і порушує в ньому розшарування частинок.

7.5.3. Конструктивні параметри відсадки

Конструктивні параметри відсадки визначаються головним чином крупністю збагачуваного матеріалу і необхідною продуктивністю процесу, що враховується вибором типу і типорозміру відсаджувальної машини.

Тип відсаджувальної машини визначається родом збагачуваної сировини, крупністю живлення і вимогами до продуктів збагачення. В

свою чергу тип відсаджувальної машини визначає *спосіб створення пульсацій у відсаджувальній камері*.

Для відсадки дрібноподрібнених руд рідкісних і кольорових металів необхідно збільшене число пульсацій у відсаджувальній машині за відносно малої амплітуди. Крім того, бажано забезпечити рівномірність пульсацій по всій площі відсаджувального решета. Такий режим відсадження створюється діафрагмовими відсаджувальними машинами. Діафрагмові машини мають невелику *площу відсаджувальних решіт* і відповідно невисоку одиничну продуктивність, тому їх доцільно використовувати на фабриках невеликої виробничої потужності, які не мають повітряного господарства.

Для відсадки крупно- і середньовкраплених руд і кам'яного вугілля застосовують повітряно-пульсаційні (безпоршневі) відсаджувальні машини. Ці машини мають велику *площу відсаджувальних решіт* і відповідно високу одиничну продуктивність, тому їх доцільно використовувати на фабриках високої і середньої виробничої потужності.

Число камер відсаджувальної машини залежить від необхідного числа продуктів розділення і їх якості.

Спосіб розвантаження важких продуктів теж впливає на кінцеву ефективність розділення у збагачувальному апараті. Розвантажувальні пристрої повинні забезпечити видалення з машини такої кількості важких продуктів, яка надходить з вихідним матеріалом, і при цьому не порушувати досягнутого розшарування постелі. Найчастіше застосовуються такі способи розвантаження важких продуктів: дрібної фракції (крупністю менше 4 мм) – крізь штучну постіль, крупної фракції – через горизонтальні або вертикальні щілини з затворами різних конструкцій (рис. 7.19). Крім того, відомі ерліфтні розвантажувальні пристрої важких та інших фракцій безпосередньо з шару матеріалу відсаджувальної постелі певної густини.

Найперспективнішими є розвантажувальні пристрої, що наведені на рис. 7.19 *д, е, ж*. Такі пристрої запобігають вилученню частинок легкої фракції у важку при відкриванні затворів. Зміна ступеня відкривання щілини або частоти обертання ротора робиться автоматично за сигналом поплавкового датчика.

Режим відсадки визначається сукупним впливом різних гідродинамічних параметрів і умов розвантаження важких продуктів. Оптимальним вважають режим відсадки, при якому якість концентрату, величина втрат цінних компонентів і питома продуктивність відповідають реально можливим при максимальній техніко-економічній ефективності збагачення. Оптимальний режим забезпечує дотримання заданої густини розділення і технологічно обґрунтованих допустимих норм взаємозасмічення кінцевих продуктів сторонніми фракціями при заданій продуктивності машини.

Відсадка застосовується для збагачення вугілля, залізних, марганцевих, олов'яних і золотовмісних руд, при переробці розсипів, для вилучення вільних металічних включень з корінних і розсипних руд.

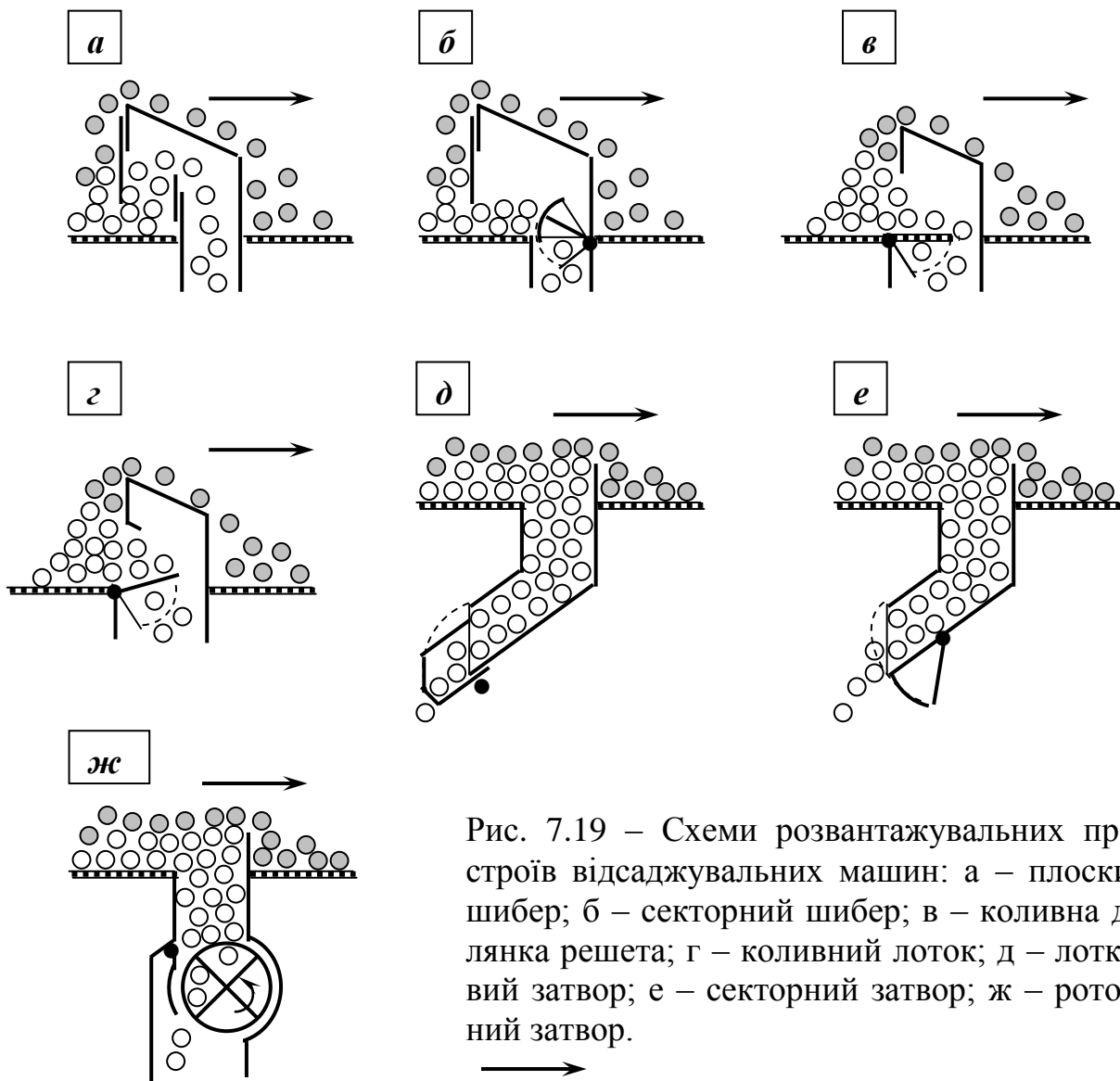


Рис. 7.19 – Схеми розвантажувальних пристроїв відсаджувальних машин: а – плоский шибер; б – секторний шибер; в – коливна ділянка решета; г – коливний лоток; д – лотковий затвор; е – секторний затвор; ж – роторний затвор.



Напрямок руху матеріалу у відсаджувальній машині

Контрольні запитання

1. Область застосування процесу відсадки.
2. Гіпотези відсадки.
3. Цикли відсадки.
4. Властивості відсаджувальної постелі.
5. Класифікація відсаджувальних машин.
6. Опишіть конструкції і принцип дії відсаджувальних машин.
7. Автоматичне регулювання процесу відсаджування.
8. Основні параметри (технологічні, гідродинамічні і конструктивні), що впливають на процес відсадки.

8. ЗБАГАЧЕННЯ В СТРУМЕНІ ВОДИ НА ПОХИЛІЙ ПЛОЩИНІ

Мета розділу: вивчення закономірностей процесу збагачення в струмені води на похилій площині, а також машин і апаратів для реалізації цього процесу.

8.1. ТЕОРЕТИЧНІ ОСНОВИ ПРОЦЕСІВ РОЗДІЛЕННЯ

Розділення частинок у потоці води, що тече по похилій площині, здійснюється в шлюзах, гвинтових сепараторах і на концентраційних столах.

Пульпа в цих апаратах рухається по похилій площині під дією сили ваги. Струмінь води, що тече по похилій площині, зі зваженими в ньому частинками, зазнає при цьому опір, створюваний шорсткістю поверхні, рифлями, осілими частинками. Таким чином, на частинку, що рухається в потоці, діють такі сили (рис. 8.1):

– гравітаційна:

$$G_0 = m(\delta - \Delta)g / \delta; \quad (8.1)$$

– динамічного тиску потоку:

$$P_0 = \psi(V_{cp} - V)^2 d^2 \Delta; \quad (8.2)$$

– динамічного впливу вертикальної складової швидкості вихрових водних потоків, що утворюються при турбулентних режимах:

$$P_c = \psi f c^2 d^2 \Delta; \quad (8.3)$$

– тертя:

$$T = G_0 f \cos \alpha; \quad (8.4)$$

де m – маса частинки, кг; δ , Δ – густина частинки і середовища, кг/м³; d – розмір частинки, м; g – прискорення вільного падіння, м/с²; ψ – коефіцієнт гідродинамічного опору середовища; V_{cp} , c , V – середня швидкість потоку, її вертикальна складова і швидкість руху частинки у потоці, м/с; f – коефіцієнт тертя ковзання; α – кут нахилу поверхні, град.

Середня швидкість потоку визначається в залежності від поверхні і з урахуванням режиму руху:

$$V_{cp} = k V_{нов}, \quad (8.5)$$

де $V_{нов}$ – швидкість руху поверхневого шару води, м/с; k – коефіцієнт врахування режиму руху води по похилій площині (для руху в ламінарному режимі $k=2/3$; в перехідному режимі $k=2/3 - 3/4$; в турбулентному режимі $k=3/4 - 7/8$).

Мінеральні зерна залежно від їхньої форми під дією сукупності сил ковзають або перекочуються по дну, періодично піднімаються вихровими струменями і переміщуються водяним потоком у зваженому стані, потім знову торкаються дна і т.д.

При сталому русі сума сил, під дією яких частинка переміщується, дорівнює силі тертя:

$$T = G_0 + P_0 + P_c.$$

З умови рівноваги сил швидкість переміщення частинок: – у потоці:

$$V = V_{cp} - \sqrt{V_0^2 (f \cos \alpha - \sin \alpha) - f c^2}, \quad \text{м/с; (8.6)}$$

по дну ($c = 0$):

$$V = V_{cp} - V_0 \sqrt{f \cos \alpha - \sin \alpha}, \quad \text{м/с, (8.7)}$$

де V_0 – кінцева швидкість падіння частинки, м/с.

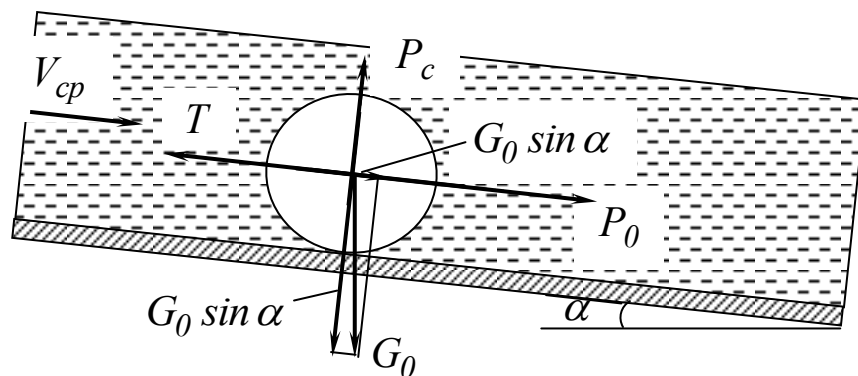


Рис. 8.1 – Схема сил, діючих на мінеральну частинку у струмені води, яка тече по похилій поверхні.

При малих кутах нахилу робочої поверхні можна прийняти $\sin \alpha \approx 0$, $\cos \alpha \approx 1$ і, якщо знехтувати вертикальною складовою швидкості потоку, величина якої дуже мала, то вирази (8.6) і (8.7) спростяться і набудуть вигляду:

$$V = V_{cp} - V_0 \sqrt{f}, \quad \text{м/с. (8.8)}$$

З виразу (8.8) видно, що при $V_{cp} \neq V_0$ частинки будуть переміщатися водним струменем, при $V_{cp} \approx V_0$ – ні. Швидкість подовжнього переміщення частинки потоком V_{cp} буде тим більша, чим менша швидкість її падіння V_0 . З цієї причини дрібні і легкі частинки будуть переміщатися водним потоком по похилій площині з більшою швидкістю, ніж великі і важкі, тому що швидкість падіння частинки залежить від її розміру і густини.

8.2. ЗБАГАЧЕННЯ НА ШЛЮЗАХ

8.2.1. Розділення матеріалу на шлюзі

Шлюзи застосовуються для збагачення корисних копалин зі значною контрастністю густини складових компонентів (напр., золото- і олововмісні розсипи). Умовою ефективного збагачення на шлюзах є значна різниця між густиною корисних і породних мінералів:

$$k_o = (\delta_g - 1) / (\delta_l - 1) \approx 3,5, \quad (8.9)$$

де δ_g, δ_l – відповідно густина важкого і легкого мінералів, т/м³.

На шлюзах, як правило, збагачують бідні за вмістом корисного компонента матеріали крупністю до 300 мм.

У найбільш простому виконанні шлюз являє собою нерухомий жолоб прямокутного перетину, установлений з нахилом 5 – 8° (рис. 8.2). На його дно укладаються трафарети, виготовлені з матеріалів, уступчаста або шорсткувата поверхня яких сприяє утриманню осілих частинок важких мінералів.

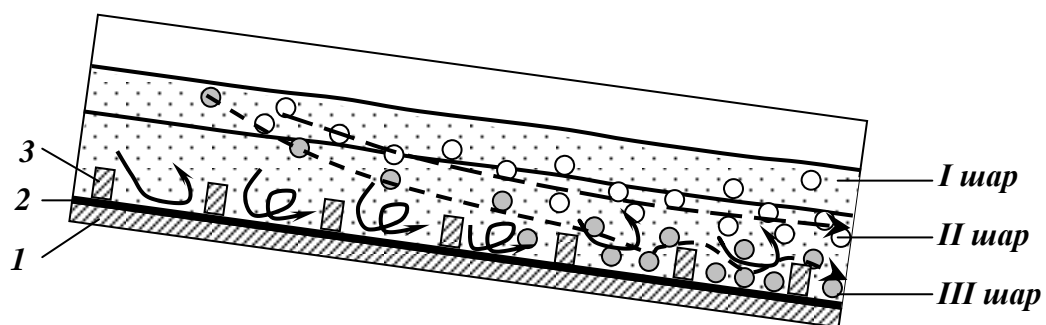


Рис. 8.2 – Схема збагачення на шлюзі.

1 – днище; 2 – мат; 3 – трафарет.

I шар – шар завислих зерен; II шар – шар первинної концентрації;

III шар – шар остаточної концентрації.

Наявність трафаретів на днищі шлюзу сприяє як збільшенню сил тертя частинок об їхню поверхню (за рахунок підвищення коефіцієнта тертя), так і утворенню вихрових потоків. Як трафарети використо-

вують крупногрудкову галю, решітчасті дерев'яні конструкції, гумові килими з чарунками різної глибини і форми. При збагаченні дрібних розсипів і тонкоподрібнених руд застосовують ворсисті покриття у вигляді матів з рослинних або штучних волокон, плюшу, повсті, полотна, вовни й ін.

На шлюзах звичайно здійснюється первинна обробка корисної копалини. Вихідний продукт і вода у вигляді пульпи з розрідженістю не менше $5 - 6 \text{ м}^3/\text{т}$ подаються в завантажувальний кінець шлюзу. При переміщенні мінеральних частинок у потоці відбувається їхнє розшаровування за густиною і крупністю внаслідок утворення придонних вихрових зон і наявності комплексу сил, що діють на частинку (рис. 8.1).

Завдяки наявності трафаретів на дні шлюзу утворюється постіль. Розпушення постелі досягається необхідною швидкістю потоку і шорсткістю дна жолобу. Мінеральна постіль звичайно представлена середньозернистим матеріалом і на початку роботи за складом мало відрізняється від вихідного матеріалу. Але в процесі проходження пульпи по шлюзу склад постелі змінюється. Крупні важкі зерна випадають з потоку на шар розпушеної мінеральної постелі і поступово проникають на дно жолоба шлюзу. Таким чином, вміст важких зерен в постелі збільшується, легких – зменшується. Якщо на шлюзі уже утворилася постіль достатньої висоти (на рівні трафаретів) і вона насичена важкими зернами, то важкі зерна постіллю не утримуються і транспортуються по поверхні постелі.

Вихідна пульпа подається на шлюз безупинно доти, доки чарунки трафаретів не заповняться зернами важких мінералів, після чого завантаження припиняється і виконується споліскування, що полягає у видаленні зі шлюзу важкого продукту (концентрату). В залежності від конструкції шлюзу споліскування може бути зроблене вручну (зняття трафарету і змив важкого продукту у відповідний приймач), механічно або автоматично. Залежно від властивостей збагачуваного матеріалу, вмісту в ньому важкої фракції і його крупності інтервал між споліскуваннями може складати від декількох годин до 10 – 15 діб. Вихід концентрату на шлюзі складає десяті і соті частки відсотка, однак при збагаченні бідних розсипних руд шлюз характеризується високим ступенем концентрації.

8.2.2. Конструкції шлюзів

Відповідно від умов роботи шлюзи підрозділяють на такі групи:

- *шлюзи глибокого наповнення* – працюють на рядових не підготовлених до збагачення матеріалах, в них одночасно виконується дві операції – дезинтеграції і концентрації;

- *шлюзи неглибокого (дрібного) наповнення* – працюють на попередньо дезинтегрованому і класифікованому за крупністю матеріалі;

– *ворсисті шлюзи* – працюють на тонкозернистому матеріалі крупністю до 1 мм, вони армуються лише м'яким уловлюючим покриттям і не мають трафарета;

– *рухомі шлюзи і шлюзи з рухомим уловлюючим покриттям* – за характером процесу концентрації належать до шлюзів другої і третьої груп, але за конструктивними особливостями виділені в самостійну групу.

Стационарні шлюзи

Нерухомі гідравлічні шлюзи (шлюзи глибокого наповнення) призначені для переробки великих обсягів розсипів без попередньої дезінтеграції матеріалу. Вони мають великий поперечний перетин (від 500x500 до 1500x1270 мм), який розрахований на транспортування великого об'єму розрідженої пульпи (розрідженість від 25 до 60 м³/т) з дуже крупними (іноді до 300 – 500 мм) валунами. Похил жолоба шлюзу складає 0,05 – 0,12 і лімітується похилом місцевості, а також умовами складування відходів збагачення. Шлюзи збирають з 6-метрових ланок при спільній довжині до 50 м і укладають безпосередньо на ґрунт, якщо дозволяє рельєф, або установлюють на естакаді. Режим роботи гідравлічних шлюзів із-за великих витрат води регулювати важко, тому для додаткового уловлювання дрібних важких частинок цінного компоненту, які знесені потоком, за шлюзом глибокого наповнення установлюють *підшлюзи (шлюзи дрібного наповнення)*. Для цього з відходів шлюзу глибокого наповнення виділяють клас – 10 (16) мм і направляють на збагачення у більш тонкому і спокійному потоці в шлюзах дрібного наповнення. Підшлюзи мають довжину до 6 м і ширину 0,7 – 0,8 м, звичайно спільна ширина підшлюзків в 4 – 10 разів перевищує ширину основного гідравлічного шлюзу, що сприяє роботі при знижених питомих навантаженнях.

Дражні стационарні шлюзи являють собою шлюзи дрібного наповнення, на які матеріал подається після класифікації за крупністю. Дражні шлюзи мають довжину 3 – 6 м при ширині 0,8 м, похил жолоба шлюзу складає 0,10 – 0,12.

Одним з різновидів доводочних шлюзів є *вашгерд* (рис.8.3). Це короткий широкий шлюз, що установлюється з похилом 0,01 – 0,02.

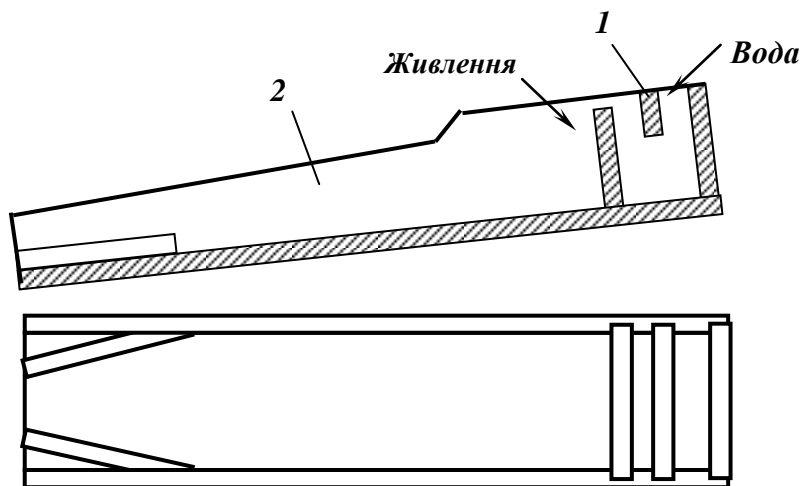


Рис. 8.3 – Схема гідравлічного вашгерду.
1 – перегородка;
2 – жолоб.

В головній частині вашгерду є дві перегородки, одна з яких не торкається дна, а друга – не доходить до верха бортів. У проміжок між першою перегородкою і стінкою вашгерду подають воду, що переливається через другу перегородку і рівномірно розтікається по днищу жолоба. Матеріал завантажується в головну частину жолоба і перемішується вручну.

Серед спеціальних шлюзів для збагачення дрібних матеріалів найчастіше застосовуються *ворсисті шлюзи*, що являють собою короткі (2 – 3 м) широкі (0,8 – 1,2 м) жолоби з дном покритим сукном або іншим ворсистим матеріалом, іноді гумовими килимками. Пульпа на ворсисті шлюзи подається шаром 3 – 5 мм. Коли тканина заповниться концентратом, її знімають зі шлюзу і старанно промивають. З 1 м² різних покриттів за одне споліскування знімають від 0,5 до 3 кг концентрату.

Технічна характеристика стаціонарних шлюзів наведена в табл. 8.1.

Таблиця 8.1 – Технічна характеристика стаціонарних шлюзів

Тип шлюзу	Призначення	Довжина, м	Ширина, м	Похил	Висота потoku, м
Гідравлічний	Гідравлічна розробка розсипів	100 – 150	0,4 – 0,8	0,05 – 0,12	0,40 – 0,50
Приладний	Механічна розробка розсипів	25 – 30	0,7 – 1,0	0,08 – 0,12	0,03 – 0,12
Головний	Уловлювання самородків і крупного золота	2 – 10	0,7 – 1,0	0,12 – 0,20	0,10 – 0,15
Підшлюзок	Збагачення дрібних фракцій пісків	До 10	0,6 – 0,8	0,10 – 0,12	0,03
Дражний	Збагачення матеріалів на драгах	4,5 – 6,5	0,6	0,10 – 0,12	0,03 – 0,12
Доводочний	Обробка концентратів основних шлюзів	До 3	0,4 – 0,6	0,06 – 0,12	0,01 – 0,03

На основі стаціонарних шлюзів для збагачення розсипів створені і застосовуються два види промивних приладів: скруберні і гідроелеваторні (землесосні).

Основними апаратами в *скруберних промивних пристроях* є скрубер-бутари і шлюзи. В скрубер-бутарах матеріал розпушується і розділяється на класи +30 і –30 мм. Крупний клас направляється у відвал, а клас 0 – 30 мм – на шлюзи.

Гідроелеваторні промивні пристрої характеризуються гідравлічним способом дезінтеграції і подачі матеріалу на шлюзи. Гірнична маса розмивається на грохоті, після чого підрешітний продукт крупністю до 120 мм землесосом подається на збагачення на шлюзи. Гідроелеваторні промивні пристрої можуть бути як з одностадіальною схемою збагачення, так і з двостадіальною, яка складається з шлюзів глибокого наповнення і підшлюзків.

Рухомі шлюзи

Застосування шлюзів з рухомим уловлюючим покриттям дозволяє підвищити продуктивність збагачувальної установки в 3 рази за рахунок скорочення часу технологічного циклу – споліскування здійснюється безупинно без демонтажа трафаретів і вловлюючих покриттів.

Шлюзи з рухомою робочою поверхнею ділять на три види: шлюзи, що періодично обертаються (металевий секційний і перекидний); шлюзи з рухомим гумовим покриттям; вібраційні шлюзи.

Перші два види шлюзів застосовуються на драгах.

Шлюз металічний секційний ШМС (рис. 8.4) складається з декількох стаціонарних жолобів 1 з нерухомою поверхнею. Число жолобів залежить від необхідної потужності драги, на якій встановлюють шлюз. Жолоби 1 змонтовані на двох нескінчених ланцюгах 2, що натягнуті на зірочки 3, які обертаються за допомогою електродвигуна. Уловлююче покриття жолобів аналогічне тому, що застосовується на стаціонарних шлюзах. Вода для споліскування подається зі зрошувача 4 при огинанні кожним жолобом зірочки. Для збору і транспортування концентрату (важкий продукт) на подальшу переробку під шлюзовим конвеєром установлені збірник з трубопроводами 5.

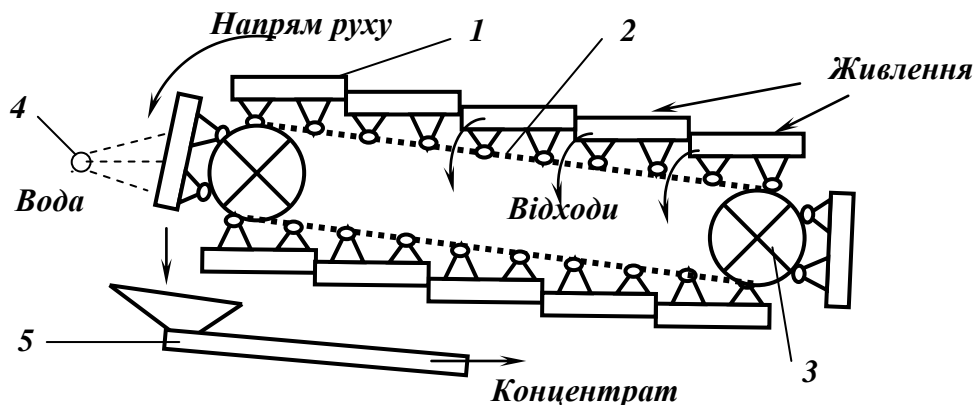


Рис.8.4 – Схема металічного секційного шлюзу.

1 – стаціонарний жолоб; 2 – нескінченний ланцюг; 3 – зірочка ; 4 – зрошувач; 5 – збірник концентрату з трубопроводом.

Недоліками металевих рухомих шлюзів є велика металоємність і неможливість розміщення жолобів в два яруси.

Перекидний шлюз ШОМ (рис.8.5) складається з двох жолобів, що розташовані симетрично відносно горизонтальної площини і періодично обертаються навколо осі. Верхній шлюз – робочий, в той час як з нижнього здійснюється змив концентрату. Перекидні шлюзи застосовуються на драгах як доводочні.

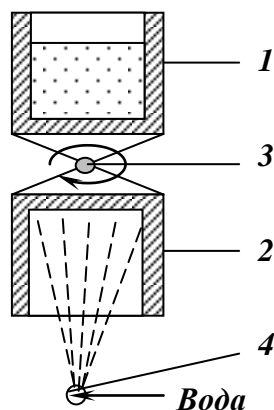


Рис. 8.5 – Схема перекидного шлюзу.
1 – робочий жолоб; 2 – жолоб повернутий на споліскування; 3 – обертова ось; 4 – зрошувач.

Шлюз з рухомим уловлюючим покриттям ШПРП (рис. 8.6) являє собою нескінченну гумову стрічку 1 коробчатої перетину з покриттям у вигляді нарифлень.

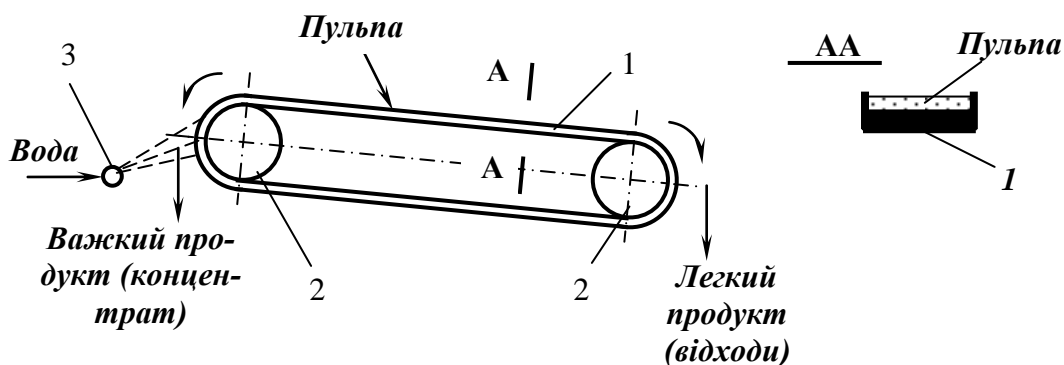


Рис. 8.6 – Схема шлюзу з рухомим уловлюючим покриттям.
1 – гумова стрічка; 2 – барабани (привідний і натяжний); 3 – зрошувач.

Стрічка натягнута між двома барабанами 2 (приводним і натяжним) закріпленими на рамі. Конструкцією передбачена можливість регулювання кута нахилу робочої поверхні. Вихідний матеріал завантажується на верхню (робочу) гілку стрічки, що рухається назустріч потоку пульпи. Легкі фракції змиваються водою і розвантажуються з нижнього барабану, а осілі на стрічку важкі фракції змиваються за допомогою зрошувача 3 після огинання стрічкою ведучого барабана.

Недоліками шлюзів з рухомим покриттям є висока вартість виготовлення, складність заміни гумової стрічки, неповний змив важких зерен при споліскуванні, але вони мають високу продуктивність, великий ступінь концентрації і найбільш економічні при збагаченні розсипів.

Вібраційні багатодечні шлюзи з орбітальним рухом дек КШМ-72 і «Бартлез-Мозлі» (рис. 8.7) застосовуються для вилучення важких мінералів із тонкоподрібнених продуктів ($-0,071$ мм).

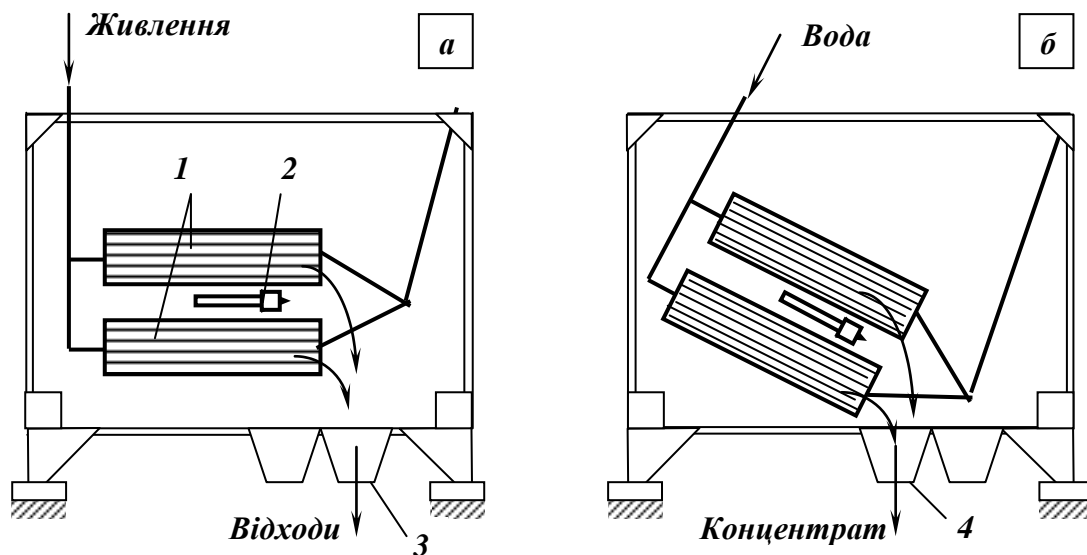


Рис. 8.7 – Схема вібраційного шлюзу з орбітальним рухом дек.
а – положення для концентрації; **б** – положення для споліскування.
 1 – пакети по 20 дек у кожному; 2 – дебалансний вібратор для надання декам орбітальних коливань; 3 – збірник відходів; 4 – збірник концентрату.

Шлюз складається з двох пакетів (по 20 шт.) паралельних гладких дек розміром 1,5х1,2 м, виготовлених зі скловолокна і поліефірних смол. Деки розташовані на невеликій відстані одна від одної і в робочому положенні нахиліні під кутом до 3° до горизонту. Декам надають орбітальних коливань у своїй площині під дією дебалансного вібратора, який розташований між пакетами. Кругові коливання дек з похилим потоком сприяють кращому і більш селективному просуванню зерен в потоці: рух важких осілих зерен сповільнюється, що сприяє змиву легких зерен.

Живлення з вмістом твердого біля 10 % системою трубопроводів рівномірно розподіляється на всі 40 дек. Тривалість циклу набору концентрату регулюється і залежно від умов процесу збагачення може бути до 36 хв. По закінченні циклу подача живлення припиняється і виконується споліскування концентрату, що осів на деках. Тривалість споліскування також регулюється і максимально складає 72 с. При споліскуванні кут нахилу дек збільшується до 45° і на кожен з них подається змивна вода (приблизно 0,3 м³/год). Після споліскування шлюз автоматично повертається в вихідне положення і починається новий цикл збагачення.

Для надійної експлуатації орбітальних шлюзів необхідна досить ретельна підготовка збагачуваного матеріалу, яка полягає в видаленні з нього зерен крупніше 100 мкм, трісок, волокон, а в ряді випадків і знешламливання по класу 5 – 10 мкм.

Технічна характеристика шлюзу «Бартлез-Мозлі» наведена в табл. 8.2

Таблиця 8.2 – Технічна характеристика шлюзу «Бартлез-Мозлі»

Параметр	Величина
Матеріал дек	Скловолокно
Число дек	40
Розмір деки (довжина x ширина), мм	1500x1200
Товщина листа деки, мм	1,5
Відстань між деками, мм	12,7
Спільна площа дек, м ²	72
Амплітуда коливань дек, мм	0,4 – 0,8
Частота коливань дек, хв ⁻¹	200 – 250
Маса дебалансних вантажів, кг	1 – 7
Кут нахилу дек, град.:	
при концентрації	0 – 3
при споліскуванні	45
Тривалість концентрації, хв.	0 – 36
Тривалість споліскування, с	0 – 72
Вміст твердого в живленні, %	3 – 10
Продуктивність шлюзу:	
по пульпі, м ³ /год	До 27
по твердому, т/год	До 2,5
Потужність електродвигуна, кВт	0,5
Габарити (довжина x ширина x висота), мм	2527x1829x2820

Переваги орбітальних шлюзів полягають у простоті конструкції, малій металоємності, повній автоматизації процесу і високій (з урахуванням крупності збагачуваного матеріалу) продуктивності, що складає 2,2 – 2,5 т/год. Ступінь концентрації на шлюзі складає 2,5 – 4,0, тому вони застосовуються тільки для попередньої концентрації матеріалу.

8.2.3. Технологічні і конструктивні параметри шлюзів

До основних технологічних і конструктивних параметрів шлюзів належать параметри потоку, жолоба і вловлюючих покриттів. Вони визначаються в основному за практичними даними і напівемпіричними формулами.

Параметри потоку

Швидкість, розрідженість і висота потоку визначаються залежно від максимальної крупності грудок збагачуваного матеріалу (табл. 8.3).

Мінімальна висота потоку на шлюзах визначається за формулою:

$$h = ad_{max}, \text{ мм} \quad (8.10)$$

де a – коефіцієнт, що залежить від розміру частинок збагачуваного матеріалу (табл. 8.3); d_{max} – максимальний розмір частинок, мм.

Таблиця 8.3 – Параметри для розрахунку шлюзів

Параметри	Максимальна крупність матеріалу, мм					
	6 – 12	12 – 25	25 – 50	50 – 100	100 – 200	Більше 200
Співвідношення Z^*	8 – 10	10 – 12	12 – 14	14 – 16	16 – 20	16 – 20
Швидкість потоку, м/с	1,2 – 1,6	1,4 – 1,8	1,6 – 2,0	1,8 – 2,2	2,0 – 2,5	2,5 – 3,0
Коефіцієнт a	2,0 – 2,2	1,7 – 2,0	1,5 – 1,7	1,3 – 1,5	1,2 – 1,3	1,0 – 1,2

Примітка. Співвідношення між об'ємами рідкої і твердої фаз пульпи (розрідженість) $R=P:T$ – при розрахунку шлюзів величина безрозмірна.

Об'ємна продуктивність шлюзу залежить від розрідженості пульпи, вмісту і густини твердої фази в живленні і розраховується за формулою:

$$Q = q(1 + R) / \delta, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (8.11)$$

де q – продуктивність шлюзу по твердій фазі, т/с; δ – густина твердої фази, т/м³; R – розрідженість пульпи.

Параметри жолоба

Ширина шлюзу залежить головним чином від об'ємної продуктивності і визначається із співвідношення:

$$B = Q / (Vh), \text{ м}, \quad (8.12)$$

де Q – об'ємна продуктивність шлюзу, м³/с; V – швидкість потоку пульпи, м/с; h – висота потоку, м.

Практично ширина шлюзу коливається від 0,4 до 1,5 м (частіше 0,6 – 0,8 м). Якщо розрахована величина перевищує зазначений діапазон, установлюють декілька шлюзів, що функціонують паралельно.

Довжина жолоба визначається умовами осадження в донний шар між трафаретами важких частинок і утримання їх. Зі збільшенням довжини шлюзу вилучення важкого компоненту збільшується за експоненціальною залежністю:

$$l = k_v^{-1} \ln[1/(1 - \varepsilon)] , \text{ м}, \quad (8.13)$$

де k_v – коефіцієнт, що зменшується зі зменшенням гідравлічної крупності (швидкості падіння) частинок і визначається експериментально. Для дрібних частинок цей коефіцієнт приблизно дорівнює:

$$k_v \approx V_0^2 / d , \quad (8.14)$$

де V_0 – швидкість вільного падіння частинок в воді, м/с; d – розмір частинок, м.

Максимальна довжина шлюзів глибокого наповнення для збагачення золотовмісних пісків складає 20 м, шлюзів дрібного наповнення – 6 м, для олововмісних пісків – відповідно 30 і 10 м.

Нахил жолоба визначають за формулою Шезі:

$$i = V^2 / C_*^2 r , \quad (8.15)$$

де V – середня швидкість потоку в жолобі, м/с; C_* – коефіцієнт, що враховує стан стінок і дна жолобу ($\text{м}^{0.5} \cdot \text{с}^{-1}$) і визначається за формулою:

$$C_* = 100 / (1 + zr^{-0.5}) , \quad (8.16)$$

де z – коефіцієнт шорсткості; r – гідравлічний радіус (м), який визначається за формулою:

$$r = h / (1 + 2h / B) , \text{ м}, \quad (8.17)$$

де h – висота потоку, м; B – ширина жолобу, м.

Потік може транспортувати тільки визначену кількість твердого. При насиченні потоку твердою фазою відбувається зниження його швидкості і починається випадіння твердої фази на дно. Для підвищення транспортуючої здатності потоку необхідно змінювати його режим або збільшувати в ньому вміст води, або збільшувати кут нахилу шлюзу.

В середньому при збагаченні золотих розсипів нахил шлюзів складає 0,10 – 0,12, при збагаченні олов'яних розсипів – 0,08 – 0,10.

Частота споліскування залежить від вмісту важкої фракції, що вилучається, і об'єму постелі між трафаретами. Частота споліскувань орієнтовно визначається за формулою:

$$m = Q\alpha / [100Bh_{mp}(l_{mp} - b_{mp}n_{mp})] , \quad (8.18)$$

де Q – об’ємна продуктивність шлюзу за добу, $\text{м}^3/\text{доб.}$; α – вміст важкої фракції в збагачуваному матеріалі, %; B – ширина шлюзу, м; $h_{\text{тр}}, l_{\text{тр}}, b_{\text{тр}}, n_{\text{тр}}$ – висота, довжина, товщина і число планок трафаретів.

За даними практики на стаціонарних шлюзах кращі результати одержують при роздільному споліскуванні: споліскування головних частин шлюзів довжиною 3 – 6 м роблять частіше (напр., через 4 – 8 год.), а інших частин шлюзів – рідше (напр., через 8 – 24 год.). В шлюзах глибокого наповнення інтервали між споліскуваннями складають від 3 до 15 діб.

Кращим являється принцип безперервного розвантаження концентрату (важкої фракції), що реалізується в шлюзах з рухомим покриттям. Але при безперервному розвантаженні одержують занадто бідні концентрати, що суттєво здорожує послідовні процеси їх доводки. Тому шлюзи з рухомим покриттям працюють не в режимі безперервного розвантаження, а з визначеними інтервалами для механізованих споліскувань.

Своєчасне споліскування шлюзів дозволяє уникнути утрат цінних компонентів. Для кожного конкретного випадку частота споліскувань установлюється експериментально.

Параметри уловлюючих покриттів

Залежно від призначення уловлюючі покриття бувають двох видів:

- покриття для створення нерухомої постелі і дезінтеграції матеріалу, для виготовлення яких застосовують рейки, великі валуні і т.п. Такі трафарети мають високу зносостійкість, але вимагають і великих витрат часу на установку і знімання при споліскуванні. Звичайно вони установлюються в хвостовій частині гідравлічних шлюзів, де споліскування здійснюється рідко;

- покриття для створення нерухомої постелі, для виготовлення яких застосовують металічні сітки, гумові килимки, циновки і т.п. У ворсистих шлюзах застосовують покриття у вигляді матів з рослинних волокон, плюшу, повсті, сукна і т.д.

Основні параметри, що характеризують уловлюючі покриття, обох видів – висота трафаретів і відстань між ними.

Висота трафаретів розраховується з умови висоти зважування частинок різної густини у відповідності з нерівністю:

$$h_{\text{в}} \pi h_{\text{тр}} \pi h_{\text{л}}, \quad (8.19)$$

де $h_{\text{тр}}$ – висота трафаретів; $h_{\text{в}}, h_{\text{л}}$ – висота зважування важких (корисних) і легких (породних) частинок.

Висота зважування частинок потоком води визначається як відстань від дна, на якій значення середньої вертикальної складової потоку, що зменшується після досягнення максимуму, дорівнює гідравлічній крупності частинок. Для частинок визначеної крупності висота зважування становить:

$$h^* = (V_{cp}^* - V_0) C_* / V_0, \text{ м}, \quad (8.20)$$

де V_{cp}^* – максимальне значення середньої вертикальної складової пульсаційної швидкості, м/с; V_0 – швидкість вільного падіння частинки у воді, м/с; C_* – коефіцієнт, що враховує шорсткість.

Звичайно висота планок трафаретів на шлюзах складає 50 – 55 мм, на підшлюзках – 25 – 30 мм.

Відстань між планками трафаретів визначається з умови створення режиму, при якому на дні шлюзу створюються піщані хвилі, що повільно переміщуються по довж шлюзу. Відстань між планками повинна бути рівною довжині хвилі. Вона знаходиться за формулою:

$$l_{mp} = h_{mp} (V_{xc} - V_{xz}) / V_{nn}, \text{ м}, \quad (8.21)$$

де h_{mp} – висота планок трафаретів, м; V_{xc} – середня швидкість потоку, при якій добре створюються хвилі, м/с; V_{xz} – середня швидкість потоку, при якій відбувається зникнення хвиль, м/с; V_{nn} – середня швидкість потоку, при якій піски нерухомі, м/с.

Відстань між планками трафаретів звичайно для шлюзів складає 90 – 150 мм, для підшлюзків – 25 – 30 мм.

Шлюзи є простим і дешевим, але відносно малоефективним обладнанням. Однак вони використовуються для попередньої концентрації вільних тонких частинок золота, олова і деяких інших мінералів при переробці розсипів.

8.3. ЗБАГАЧЕННЯ НА СТРУМИННИХ ЖОЛОБАХ

8.3.1. Характеристика процесу

Струминні жолоби відрізняються від шлюзів гладким дном і способом видалення концентрату. В шлюзах важкі частинки осідають між рифлями покриття і видаляються періодично, а в струминних жолобах завдяки режиму потоку вони видаляються постійно.

Струминні жолоби – пристрої безперервної дії для гравітаційного збагачення в струмені води, що тече по похилій площині.

Струминний жолоб (рис. 8.8) має плоске днище і бокові стінки, що сходяться під деяким кутом. Найбільше розповсюджені жолоби таких розмірів: довжина 610 – 1200 мм, ширина біля завантажувального кінця 230 мм, біля розвантажувального – 25 мм, кут нахилу 15 - 20°.

Пульпа з великим вмістом твердого (50–60 % за масою) завантажується з верхнього широкого кінця жолоба і тече до вузького розвантажувального кінця. Завдяки звуженню жолоба висота потоку збільшується від 1,5–2 мм біля завантажувального кінця до 7–12 мм біля розвантажувального. Середня швидкість руху пульпи струминним жолобом залежить від об'ємної продуктивності і знаходиться в межах 0,3–1 м/с, при цьому характер руху пульпи змінюється від ламінарного на початку жолоба до турбулентного в його кінці.

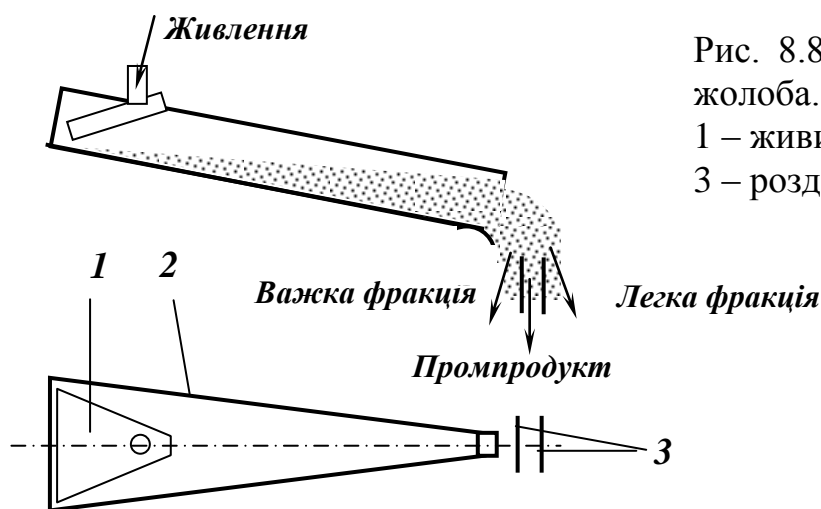


Рис. 8.8 – Схема струминного жолоба.

1 – живильник; 2 – жолоб;
3 – роздільники.

Внаслідок високого вмісту твердого в живленні основним процесом, що визначає розділення частинок, є сегрегація. Вона доповнюється процесом каламучення (захоплення) частинок турбулентними вихорами, які піднімають крупні легкі частинки, що розташовані в придонному шарі зверху, а також виносять з придонного шару частинки малої гідравлічної крупності. В результаті взаємодії цих процесів в кінці жолоба в нижніх шарах розташовуються частинки великої густини, а в верхніх – малої. Тому середня швидкість руху важких частинок менша середньої швидкості руху легких. Дрібні частинки (менше 0,05 мм для мінералів густиною 2,6 – 2,7 т/м³) захоплюються турбулентним потоком і рівномірно розподіляються по висоті потоку, тому такі частинки погано збагачуються на струминних жолобах.

Днище розвантажувального кінця жолоба закруглене, внаслідок чого нижні шари потоку, що мають невелику швидкість, відхиляються вниз, а верхні з більшою швидкістю руху – по інерції спрямовуються вперед. Установка роздільників дозволяє розсікти потік на

окремі струминки з різним вмістом важких мінералів (концентрат, промпродукт, відходи).

Струминні жолоби застосовують при збагаченні пісків розсипних родовищ, в яких корисні мінерали представлені дрібними вільними частинками, що суттєво відрізняються за густиною від частинок породи. Їх застосовують також на залізорудних збагачувальних фабриках і деяких фабриках, що переробляють корінні руди олова і рідкісних металів. На струминних жолобах, як правило, одержують чорнові концентрати.

Переваги струминних жолобів перед іншими апаратами гравітаційного збагачення полягають у високій питомій продуктивності, низьких капітальних витратах і відсутності рухомих вузлів.

Недоліки струминних жолобів – малий ступінь концентрації, можливість обробки тільки густої вихідної пульпи, різке погіршення показників роботи при коливаннях обсягу і густини живлення.

8.3.2. Конструкції струминних апаратів

Апарати, конструкції яких ґрунтуються на використанні струминних жолобів, можна розділити на дві групи:

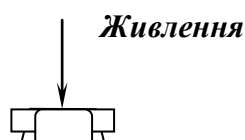
- струминні концентратори – апарати, що складаються з набору окремих жолобів в різних компоновальних варіантах;
- конусні сепаратори – апарати, що складаються з одного або декількох конусів, кожний з яких являє собою набір радіально установлених струминних жолобів зі спільним днищем.

Струминний концентратор СКГ-2М (рис. 8.9) складається з 24 струминних жолобів. На 12 жолобах верхнього каскаду, які розташовані в два ряди по 6 жолобів з кожного боку, здійснюється основна концентрація, на жолобах нижнього каскаду – перечистка концентрату і відходів.

Живлення жолобів верхнього каскаду здійснюється через пульпорозділювач 1 типу сегнерового колеса, а жолобів нижнього каскаду – самопливом з жолобів верхнього каскаду через збірні коробки. Застосування гнучких шлангів для живлення і розвантаження продуктів дозволяє змінювати кут нахилу жолобів в межах 15 - 20° за допомогою гвинтових механізмів 5. Зниження швидкості потоку і рівномірне розподілення пульпи по ширині жолобу здійснюється пристроєм 4.

Розвантажувальні кінці жолобів закруглені, що дозволяє збільшити висоту віяла продуктів розділення, які відсікаються роздільниками і направляються у відповідні збірники продуктів.

Особливістю жолобів струминного концентратора Гіредмету – наявність в днищі поперечних щілин розміром 0,5 – 2 мм для виді-



лення концентрату з придонного шару потоку. Наявність щілин забезпечує зниження втрат цінних мінералів у відходах. В процесі експлуатації щілини періодично очищаються за допомогою вібратора.

В концентраторі СКГ-3М число жолобів знижено до 12, але розміри їх більші.

Технічні характеристики струминних концентраторів наведені в табл. 8.4.

Таблиця 8.4 - Технічні характеристики струминних концентраторів

Параметри	СКГ-2М	СКГ-3М	
		А*	Б**

Число жолобів	24	8	4
Розміри жолобів, мм:			
довжина	1000	1400	1090
ширина завантажувального кінця	250	750	400
ширина розвантажувального кінця	20	60	30
Число щілин в днищі жолоба	5	7	5
Спільна площа жолобів, м ²	3,24	5,47	
Кут нахилу жолобів, градус	15 – 20	15 – 20	
Вміст твердого у живленні, %	45 – 60	50 – 60	
Продуктивність, т/год	3 – 10	8 – 25	
Потужність вібратора, кВт	0,25	0,25	
Габарити, мм:			
довжина	2400	2500	
ширина	1420	2050	
висота	4065	4275	
Маса, т	1,32	2,08	

* *A* – жолоби для основної і перелісної концентрацій;

** *B* – жолоби для перевищення відходів.

Конусний сепаратор (рис. 8.10) являє собою перевернутий усічений конус з діаметром основи 2 – 3 м.

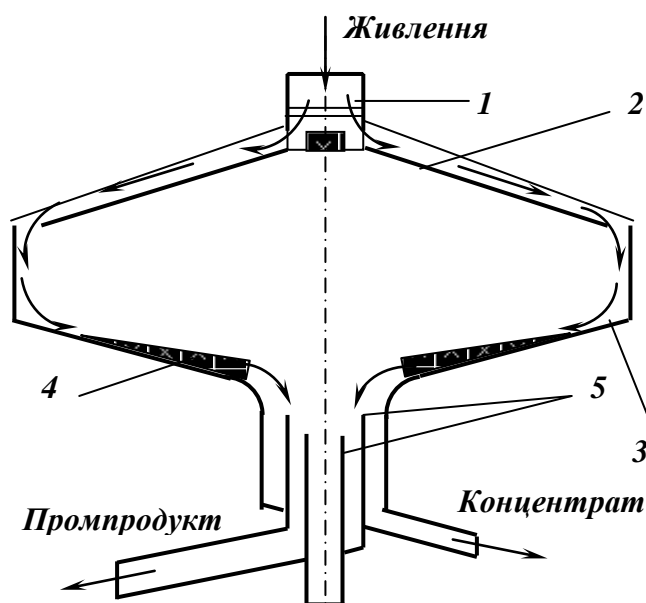


Рис. 8.10 – Схема конусного струминного сепаратора.

- 1 – пульпорозділювач;
- 2 – розподільний конус;
- 3 – робочий конус;
- 4 – звужувальні клини;
- 5 – роздільники.

Для рівномірного живлення над конусом змонтований пульпорозділювач *1* типу сегнерового колеса. Вихідна пульпа подається по периферії розподільного конуса *2*, а розвантаження продуктів здійснюється в центрі. Усередині сепаратора в нижній частині днища робочого конуса *3* радіально установлені звужувальні клини *4*. При виході зі щілин між клинами потік пульпи циліндроконічними роздільниками *5* ділиться на концентрат, промпродукт і відходи, які направляються у відповідні збірники.

Конусні сепаратори виготовлюються одно-, дво-, три- і шестиярусними.

Технічні характеристики конусних сепараторів наведені в табл. 8.5.

Таблиця 8.5 – Технічні характеристики конусних сепараторів

Параметр	Одноярусні		Двоярусні		Три-ярусні	Шести-ярусні
	СК2-М	СК-3	СК2-2	СК3-2	СК2-3	СК3,6/3-6
Діаметр основи конуса, мм:						
верхнього	2000	2880	2000	2880	2000	3600
середнього	-	-	-	-	2000	3000
нижнього	-	-	2000	2880	2000	3000
Довжина твірної, мм	800	1190	770	1100	770	1650-1350
Кут твірної конуса з горизонтальною площиною, градус	14 – 20	14 – 20	14 – 20	14 – 20	14 – 20	16 – 18
Площа робочої поверхні, м ² :						
одного конуса	2,95	6,40	2,90	6,00	2,85	10,2 – 7,0
загальна	2,95	6,40	5,70	11,88	8,55	45,20
Вміст твердого у живленні, %	45 – 60	45 – 60	45 – 60	45 – 60	45 – 60	45 – 60
Продуктивність, т/год	20 – 40	40 – 80	25 – 45	45 – 90	20 – 40	80 – 120
Габарити, мм:						
довжина	2160	3060	2500	3350	2160	5300
ширина	2160	3060	2480	3100	2250	5300
висота	2290	2800	2650	3250	3450	9150
Маса сепаратора з конусами, т:						
із чавуну	1,46	2,50	2,90	5,00	3,30	-
із алюмінієвого сплаву	1,04	1,80	2,10	3,20	-	-
із склопластику	-	-	-	-	-	7,74

У дво-, три- і шестиярусних конусних сепараторах основну концентрацію проводять на верхньому конусі, а продукти, для переробки, надходять самопливом на нижні конуси.

8.3.3. Технологічні і конструктивні параметри струминних жолобів

До основних технологічних і конструктивних параметрів струминних апаратів, що впливають на ефективність їх роботи, належать характеристика живлення, а також розміри апарата, характер і стан робочої поверхні.

Технологічні параметри

Чим більше різниця в густині і формі зерен розділюваних мінералів, тим ефективніше відбувається розділення мінералів у струминних апаратах.

Сферична обкатана форма зерен легких мінералів (в пісках розсипів морського походження) і витягнута форма зерен важких мінералів сприяє кращому розділенню матеріалу.

Зниження *крупності розділюваного матеріалу* тягне за собою зниження продуктивності і ефективності розділення. На струминних апаратах збагачують матеріал крупністю від 0,5 до 2,5 мм.

Переробка матеріалів з різним *вмістом важких мінералів* вимагає коректування режимів збагачення. Тому що, чим менше вміст важкої фракції в живленні, тим менше повинен бути кут нахилу жолобів струминного апарату.

Оптимальна *густина пульпи* при збагаченні тонкозернистих матеріалів складає 40–45 % твердого, а при збагаченні ширококласифікованих матеріалів з високим вмістом важкої фракції – 55 – 65 % .

Продуктивність конусних сепараторів визначається за формулою (8.22) залежно від крупності живлення, площі робочої поверхні верхнього конуса і відмінності в густині розділюваних мінералів:

$$Q = k_k F d_{cp} (\delta_m - 1) / (\delta_n - 1) \quad , \text{ т/год}, \quad (8.22)$$

де k_k – коефіцієнт, що залежить від крупності матеріалу (для крупного живлення $k_k = 14$; для дрібного – $k_k = 10$); δ_m, δ_n – густина важкого і легкого мінералів, т/м³; F – площа робочої поверхні верхнього конуса, м²; d_{cp} – середньоарифметичний розмір зерен у живленні, мм.

Недостатня продуктивність приводить до зменшення висоти стікаючого потоку. Дуже висока продуктивність обумовлює, з одного боку, зростання швидкості потоку і скорочення часу розшарування, а з другого, – турбулізацію потоку і надмірне перемішування шарів у розвантажувальному кінці жолоба.

Конструктивні параметри

Характер робочої поверхні помітно впливає на технологічні показники роботи струминних апаратів. Кращі результати спостерігаються при роботі з гладкими поверхнями, тому що наявність шорсткості приводить до додаткової турбулізації і порушення процесу розділення. Найвищі показники одержують на поверхнях зі склопластику, вініласту, алюмінієвих сплавів, найнижчі – на дешевших чавунних поверхнях. Тому частіше застосовують чавунні поверхні футеровані пластиком.

Співвідношення ширини завантажувального і розвантажувального кінців жолоба звичайно коливається від 1:0,06 до 1:0,12. Одержання вузького розвантаження пояснюється бажанням мати широке віяло про-

дуктів і, отже, більш чітко розділити потік. Але при цьому розвивається турбулентність, яка веде до порушення процесу розшарування. Широкий розвантажувальний кінець мають жолоби для збагачення грубозернистих матеріалів і при великій продуктивності апарату.

Кут нахилу жолоба впливає на швидкість руху матеріалу. Він вибирається таким чином, щоб швидкість потоку була мінімальною, але достатньою для запобігання замулювання робочої поверхні. Для матеріалів крупністю до 2 мм кут нахилу жолоба звичайно складає 15 - 20°. Відхилення від оптимального на 1 - 2° в той або інший бік на результатах розділення практично не позначається.

Основна галузь застосування струминних апаратів – переробка мінеральних пісків. Але вони можуть бути встановлені й для уловлювання тонких важких частинок в основних і перелісних операціях, а також для вилучення низькоякісних додаткових мінеральних продуктів. Крім того, для запобігання переподрібнення і втрат вільних важких мінералів, які більш крихкі, ніж породні, струминні апарати можуть бути використані в циклах подрібнення корінних руд для своєчасного вилучення важких мінералів (напр., каситериту, вольфраміту та ін.).

8.4. ЗБАГАЧЕННЯ НА КОНЦЕНТРАЦІЙНИХ СТОЛАХ

8.4.1. Процес концентрації на столах

Концентрація на столах – процес розділення рудних частинок за густиною в тонкому шарі води, що тече по слабко нахиленій деці, яка виконує зворотно-поступальні рухи в горизонтальній площині перпендикулярно до напрямку руху води.

Концентрація на столах використовується для розділення руд олова, вольфраму, рідкісних, благородних і чорних металів та інших корисних копалин при крупності матеріалу 0,01 – 3 мм. Концентраційні столи можуть бути використані для збагачення і знесірчування вугілля крупністю до 13 мм, а також для процесу флотогравітації.

Схема найпростішого за конструкцією одностороннього концентраційного стола показана на рис. 8.11.

Концентраційний стіл складається з приводного механізму 1, деки 2 і допоміжних пристроїв (опор 3, жолоба змивної води 4, приймального лотка 5).

Робочою поверхнею концентраційного стола служить дека виготовлена з дерева або з алюмінієвого сплаву і покрита лінолеумом, гу-

мою чи склопластиком. Вдovж деки закріплені рифлі – рейки прямокутної форми, висота яких зменшується в напрямку до торцевої концентратної частини столу.

За час перебування матеріалу на деці концентраційного столу відбувається розпушення шару, розшарування і транспортування частинок в подовжньому (вдovж рифлів) і поперечному (потокvм води) напрямках відповідно з їх густиною і крупністю.

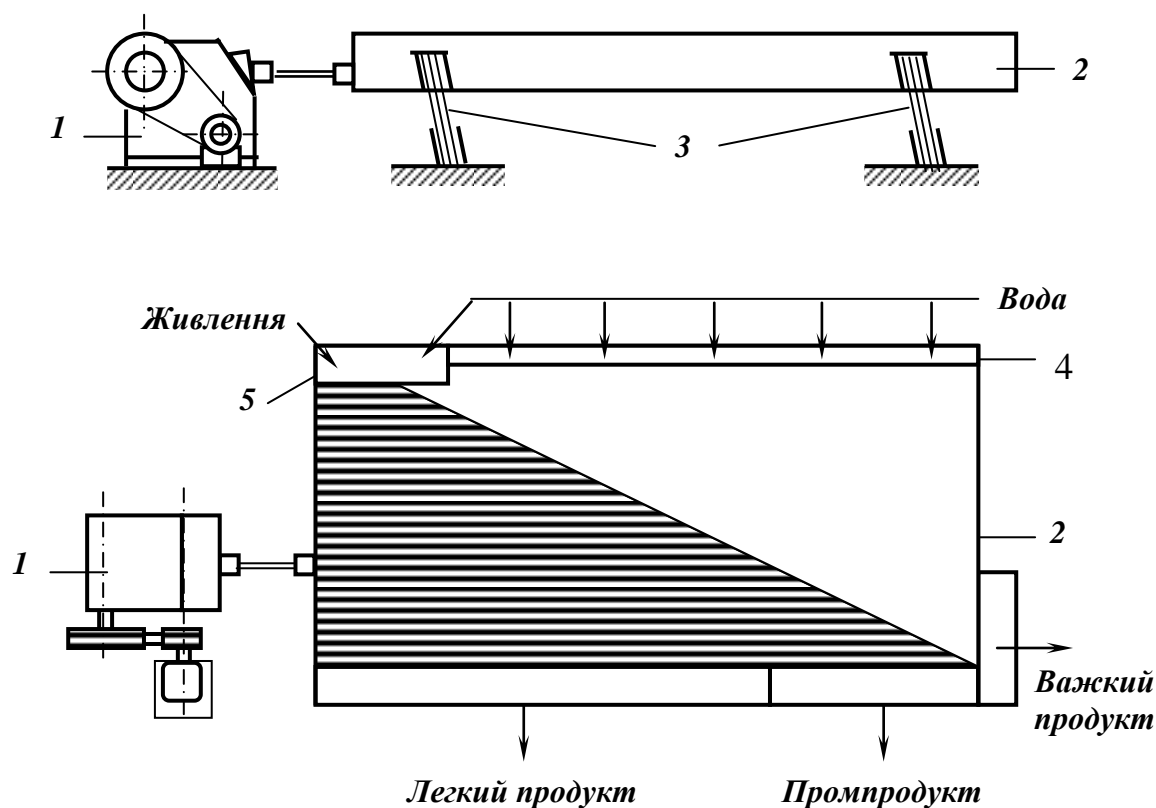


Рис. 8.11 – Схема концентраційного столу.

1 – привод; 2 – дека столу з рифлями; 3 – опори; 4 – жолоб змивної води; 5 - приймальний лоток .

Процес розділення матеріалу на концентраційному столі відбувається під дією сил: гравітаційної (8.1), динамічного тиску (8.2), динамічного впливу вертикальної складової швидкості вихрових водних потоків (8.3), тертя (8.4), а також інерційної сили:

$$P_i = ma, \text{ Н}, \quad (8.23)$$

де m – маса частинки, кг; g – прискорення руху частинки, м/с^2 .

Розпушення шару частинок створюється коливаннями деки і турбулентними вертикальними пульсаціями, що відбуваються в потоці

води. Основним засобом розпушення шару в просторі між рифлями є коливання деки, частота коливань якої значно вища частоти вертикальних пульсацій потоку води. Найбільшу розпушеність мають нижні шари, що розташовані поблизу деки, найменшу – середні шари. Додаткове розпушення верхніх шарів, що розташовані над рифлями, відбувається під дією збурень, які створюються турбулентними пульсаціями, а також хвилями на поверхні розділу пульпа-повітря.

Зважування частинок по глибині потоку в різних зонах простору між рифлями нерівномірне, що спричиняє різний характер розшарування зависі. При прямокутній формі рифлів найбільш інтенсивне зважування відбувається в зоні безпосередньо за виступом рифлі, а мінімальне – в зоні лобової напірної стінки рифлі. Зворотно-поступальні рухи деки не змінюють спільного характеру розподілу енергії по перетину каналу. Зі збільшенням амплітуди коливань деки столу підсилюється висхідний струмінь водного потоку і його підймальна сила, що здатна підняти на більшу висоту крупні і важкі зерна. Зі збільшенням числа ходів деки стола підймальна сила збільшується значно менше.

Середнє розпушення постелі в просторі між рифлями досягає 0,55 – 0,60. Тривалість дії сили збурення від коливань деки (зворотний хід) і тривалість паузи (прямий хід) повинні знаходитися в такому співвідношенні, щоб зважена при зворотному ході суміш мінеральних зерен могла б достатньо щільно зімкнутися при прямому ході. В протилежному випадку може бути порушено транспортування зерен вздовж рифлів, що призведе до накопичення важких зерен в каналах між рифлями і зносу їх разом з легкими зернами, що знаходяться зверху, у відходи. Тривалість цих циклів залежить від закону коливань деки стола. Сучасні концентраційні столи оснащені приводами з бігармонічними коливаннями. Діаграма руху деки стола показана на рис. 8.12.

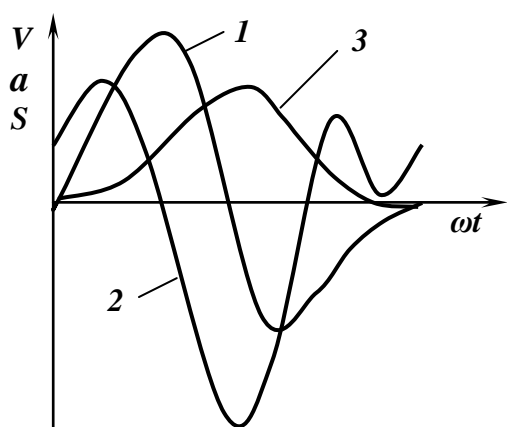


Рис. 8.12 – Діаграма руху деки стола.
1 – швидкість V ; 2 – прискорення a ; 3 – переміщення S .

Рівняння руху деки мають такий вигляд:

$$S = 0,5l[1 - \cos \omega t - 0,25\lambda(1 - \cos 2\omega t)]; \quad (8.24)$$

$$V = 0,5l\omega(\sin \omega t - 0,5\lambda \sin 2\omega t); \quad (8.25)$$

$$a = 0,5l\omega^2 (\cos \omega t - \lambda \cos 2\omega t); \quad (8.26)$$

$$\omega = 2\pi n, \quad (8.27)$$

де V, a, S – швидкість, прискорення і переміщення деки, відповідно; l, n – розмах і частота коливань, відповідно; t – час від початку руху деки (з крайнього положення); λ – відношення амплітуди другої гармоніки до амплітуди першої гармоніки (звичайно $\lambda = 0,5$) і при цьому абсолютне значення максимального прискорення при зворотному ході в 2 рази більше максимального прискорення при прямому ході.

Розпушення шару частинок є обов'язковою умовою ефективного розшарування на деці стола.

Розшарування на концентраційному столі має значною мірою характер сегрегації. В нижніх шарах потоку розташовуються найтонші частинки великої густини, над ними – більш крупні частинки тієї ж густини в суміші з дрібними частинкам меншої густини, ще вище – послідовно дрібні і крупні частинки меншої густини (тонші частинки – менше 0,01 мм – рухаються разом з потоком води). Однак, в результаті дії турбулентних вихорів тонкі частинки більшої і меншої густини частково вимиваються у верхні шари.

Швидкість розшарування збільшується зі збільшенням густини і зменшенням крупності осідаючих частинок, при зміні частоти і розмаху коливань, що спрямовані на підвищення розпушеності шару.

Швидкість розшарування складає частки міліметра за секунду.

Транспортування частинок в подовжньому напрямку здійснюється в результаті зворотно-поступального руху деки, в поперечному – потоком води.

Швидкість подовжнього переміщення частинок залежить від закону руху деки (конструкції привідного механізму), абсолютного значення прискорення, розміру і густини частинок, коефіцієнтів тертя мінералів об поверхню деки, опору середовища переміщенню в ньому частинок, а також від подовжнього нахилу деки.

Подовжнє переміщення частинки, що знаходиться у відносному спокої на рухомій з перемінною швидкістю деці столу, починається в той момент, коли сила інерції (8.23) частинки перевищить силу тертя (8.4), яка утримує її у спокої:

$$m a \phi G_0 f \cos \alpha. \quad (8.28)$$

З цієї нерівності при малих кутах нахилу дек концентраційних столів ($\cos \alpha \approx 1$) критичне прискорення, що виведе частинку з стану спокою визначається як:

$$a_0 = (\delta - \Delta)gf / \delta, \text{ м/с.} \quad (8.29)$$

Частинка, що почала рухатись по деці стола, витрачає свою кінетичну енергію на подолання опору тертя і гідродинамічного опору. З рівняння (8.29) витікає, що критичне прискорення частинки залежить від двох факторів – коефіцієнта тертя і густини. Тому при дії коливального механізму стола зі змінним прискоренням частинки різної густини, що знаходяться на деці, будуть рухатись рівномірно, але з різними швидкостями.

В середньому швидкість подовжнього переміщення частинок знаходиться в межах 1,5 – 3 см/с.

В поперечному напрямку частинки переміщуються нерівномірно. Швидкість поперечного переміщення частинок, що знаходяться в просторі між рифлями незначна. Тільки при виході на поверхню вони захоплюються потоком води і зносяться в поперечному напрямку. Тому середня швидкість руху частинок в поперечному напрямку на порядок менша швидкості їх транспортування потоком води. Вона збільшується зі збільшенням поперечного нахилу деки, витрат змивної води, розрідженості живлення і складає 0,7 – 1,2 см/с.

Таким чином, кінцева швидкість V переміщення частинки по деці стола залежить від двох складових: інерційної V_{in} і гідродинамічної $V_{гд}$. Частинки більшої густини (δ_2), що знаходяться в нижніх шарах, зазнають більшого впливу від інерційних сил, частинки меншої густини (δ_1) – більшого впливу від гідродинамічних сил (рис. 8.13).

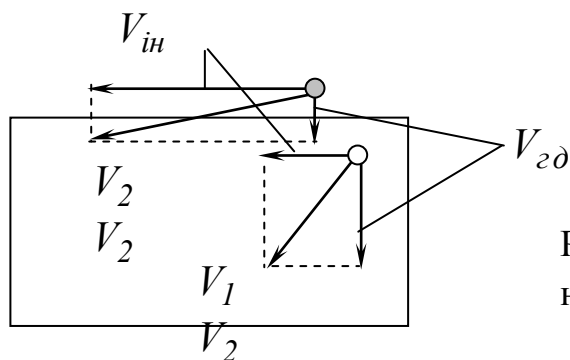


Рис. 8.13 – Схема руху частинок різної густини (δ_1 п δ_2) по деці стола.

В результаті неоднакового впливу інерційних і гідродинамічних сил на мінеральні частинки різної густини вони розділяються за густиною і крупністю і на деці стола утвориться своєрідне *віяло продуктів розділення* (рис. 8.14).

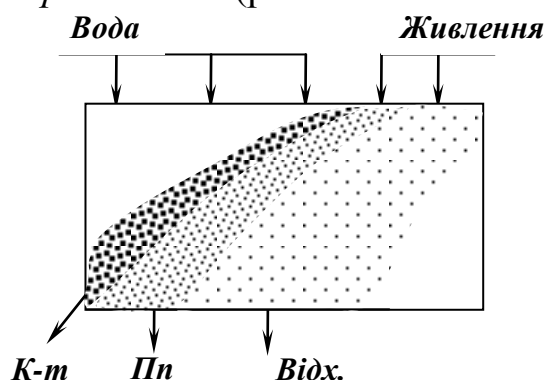


Рис. 8.14 – Схема розподілу продуктів на деці концентраційного стола ($\delta_{к-т}$ ф $\delta_{пп}$ ф $\delta_{відх}$).

При цьому спостерігається така спільна закономірність розташування частинок на деці стола:

- по довжині деки – збільшення густини і зменшення крупності частинок;
- по ширині деки – зменшення густини і збільшення крупності частинок;
- по висоті шару матеріалу – зменшення густини і збільшення крупності частинок.

8.4.2. Конструкції концентраційних столів

Концентраційні столи, що застосовуються при збагаченні корисних копалин, можуть бути одно-, дво-, три- і багатодечними. Форма дек може бути прямокутною, трапецієподібною і діагональною (рис. 8.15).

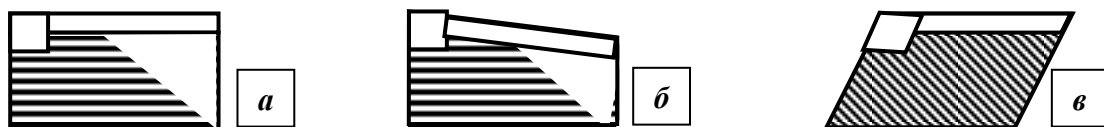


Рис. 8.15 – Форми дек концентраційних столів.

а – прямокутна; *б* – трапецієподібна; *в* – діагональна.

Залежно від характеру збагачуваного матеріалу концентраційні столи розрізняються на піскові (для збагачення матеріалу крупністю 0,2–3 мм) і шламові (для збагачення матеріалу крупністю 0,02–0,2 мм). Крупність збагачуваного матеріалу визначає співвідношення між довжиною і шириною деки (для піскових $L:B \approx 2,5$; для шламових $L:B \approx 1,5$), а також форму рифлів.

За способом встановлення столи можуть бути опорними (дека опирається на ресори чи пружинні опори) або підвісними (дека підвішена до опорної рами).

Далі розглянемо характеристики найбільш розповсюджених концентраційних столів.

Концентраційний одnodечний стіл СКМ-1 (рис.8.16) призначений для збагачення матеріалів крупністю 0,1–3 мм. Стіл має одну дерев'яну деку 1 трапецієподібною форми. Поверхня деки покрита лінолеумом, на якому закріплені рифлі 2 прямокутного перетину шириною 7 см, але довжина і висота рифлів – змінна. Найкоротші рифлі (1200 мм) закріплені біля приймального лотка, найдовші (4500 мм) – в нижній частині деки. Найбільшу висоту рифлі мають біля завантажу-

вального торця деки. Приймальний лотік, що встановлений на деці, має два відділення: одне (3) – для прийому і розподілу пульпи, друге (4) – для змивної води. Подача пульпи і води регулюється зміною розміру отворів лотка і рухомими планками 5.

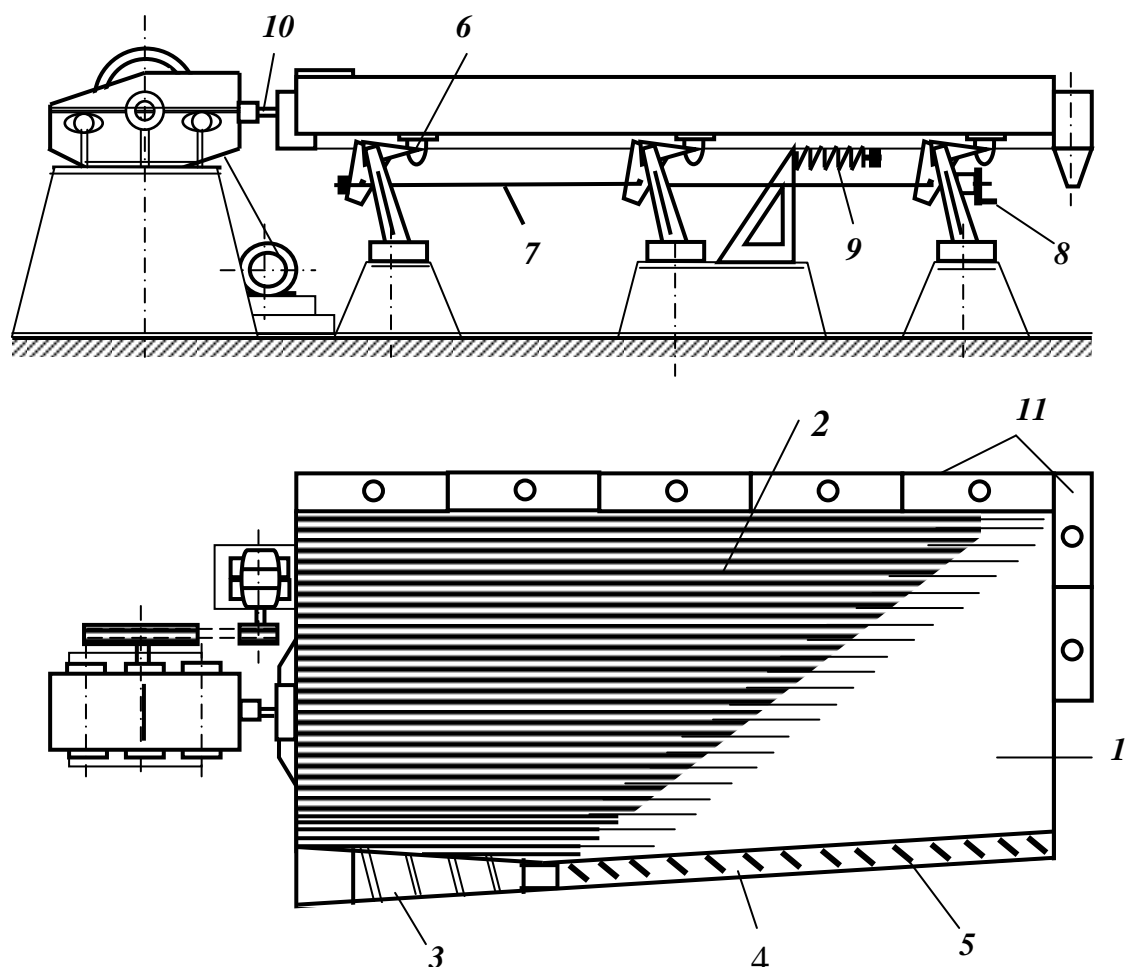


Рис. 8.16 – Схема концентраційного стола СКМ-1.

1 – дека; 2 – рифлі; 3 – приймальний лотік; 4 – жолоб змивної води; 5 – планки для регулювання подачі змивної води; 6 – опора; 7 – гвинт кренового механізму; 8 – маховичок кренового механізму; 9 – натяжний пристрій; 10 – тяга; 11 – збірники продуктів.

Дека спирається на шість роликових опор ковзання 6. Регулювання кута поперечного нахилу деки здійснюється креновим механізмом 7, 8. Зворотно-поступальний рух в площині деки здійснюються від ексцентрикового приводу через тягу 10 (при прямому ході) і пружину 9 (при зворотному ході).

Концентраційний ярусний здвоєний стіл ЯСК-1 (рис. 8.17) має шість дек, що приводяться в рух від одного приводного механізму 1. Деки розташовані в три яруси двома паралельними секціями (по три з кожного боку).

Матеріал надходить на дві верхні деки 2, з яких переходить на середні 3, а потім на нижні 4. Збір остаточних продуктів збагачення

здійснюється з нижніх дек, але іноді (напр., при збагаченні залізних руд) і з середніх дек. Всі шість дек змонтовано на осях 5 рухомої рами стола за допомогою кронштейнів і гумо-металевих втулок.

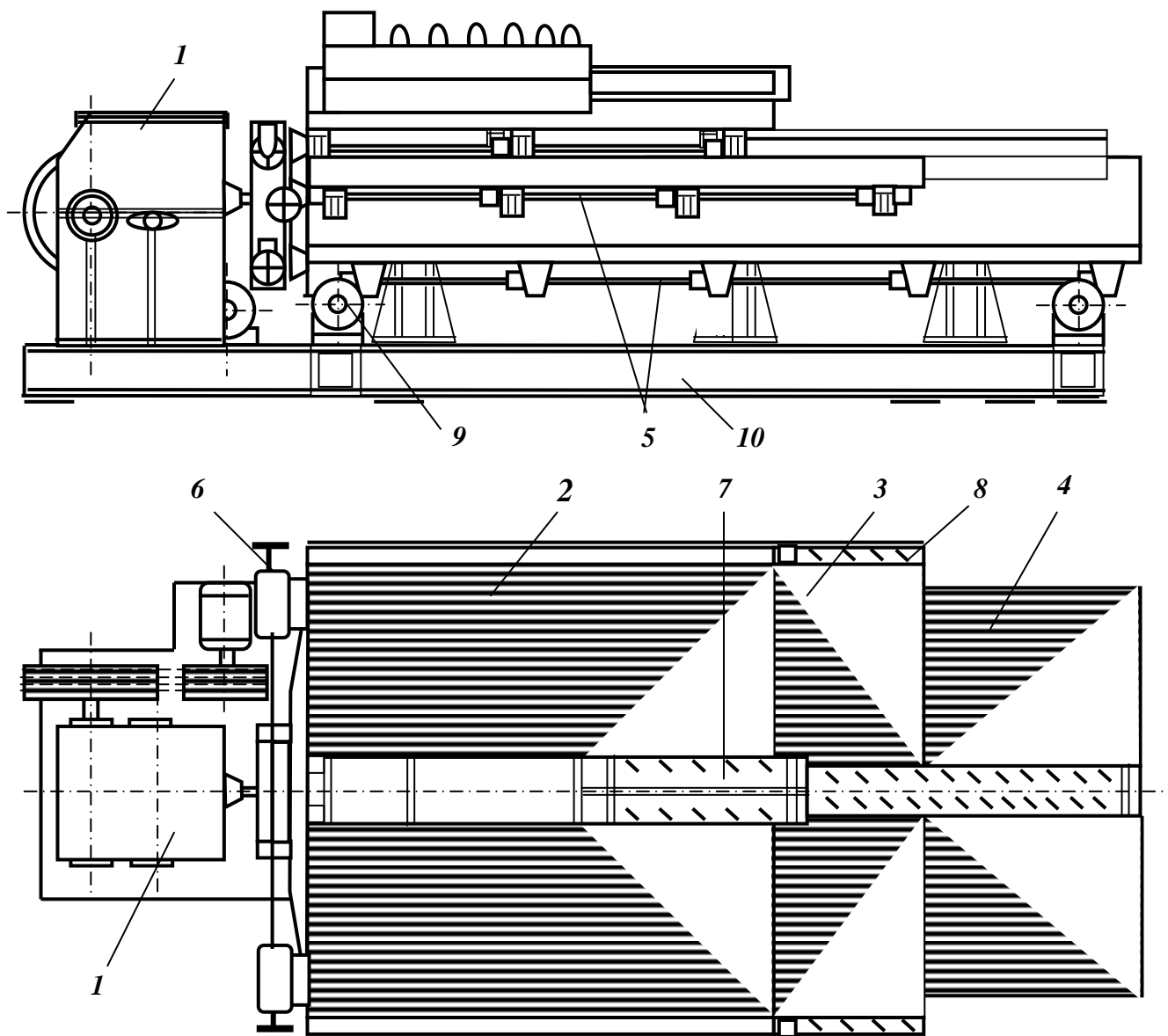


Рис. 8.17 – Схема концентраційного стола ЯСК-1.

1 – приводний механізм; 2 – верхні деки; 3 – середні деки; 4 – нижні деки; 5 – осі рухомої рами; 6 – механізм поперечного нахилу деки; 7 – жолоб-розподільник пульпи і змивної води; 8 – рухомі планки для регулювання подачі води; 9 – роликові опори; 10 – фундаментна рама.

Деки стола виготовляються з алюмінієвого сплаву з гумовим покриттям або без нього. Гумові рифлі наклеюють на поверхню дек. Форма рифлів і їх розташування такі ж, як у стола СКМ-1.

Рухома рама стола разом зі змонтованими на ній деками опирається чотирма роликовими опорами 9 на фундаментну раму 10.

Пульпу подають зверху в приймальну частину жолоба 7, звідки вона через вікна в бокових стінках потрапляє на верхні деки. Де-

які вікна мають дерев'яні засувки, що дозволяє регулювати навантаження на ліву і праву половини стола. Однак стіл функціонує найбільш ефективно при рівномірному навантаженні на обидві половини. В кінці жолоба 7 є відсік для змивної води, з якого одна частина її подається на верхні деки, а друга – в жолоби над нижніми деками. На середні деки змивна вода подається по спеціальним жолобам установленим на них.

Столи ЯСК-1 рекомендується застосовувати для збагачення матеріалів крупніше 0,2 мм.

Концентраційні столи опорного типу бувають однодечними і багатодечними.

Однодечні концентраційні столи опорного типу СКО-0,5; СКО-2; СКО-7,5 мають одну деку діагонального типу з пісковим або шламовим нарифленням і жолобами для прийому і розподілу живлення і змивної води. Дека опирається на жорсткі коливальні опори і приводиться в рух інерційним механізмом. Частота коливань регулюється зміною шківів на валу електродвигуна, а розмах коливань (хід деки) – масою дебалансних вантажів. Регулювання поперечного кута нахилу здійснюється креновим механізмом, а подовжнього – зміною довжини опор.

Однодечний концентраційний стіл СКОШ-7,5 призначений для збагачення шламів. Дека стола являє собою настил з нарифленнями відлитий зі склопластику. Змонтований над декою жолоб для прийому живлення і змивної води виконаний у вигляді труби з отворами. Других відмінностей у порівнянні з іншими однодечними столами опорного типу немає.

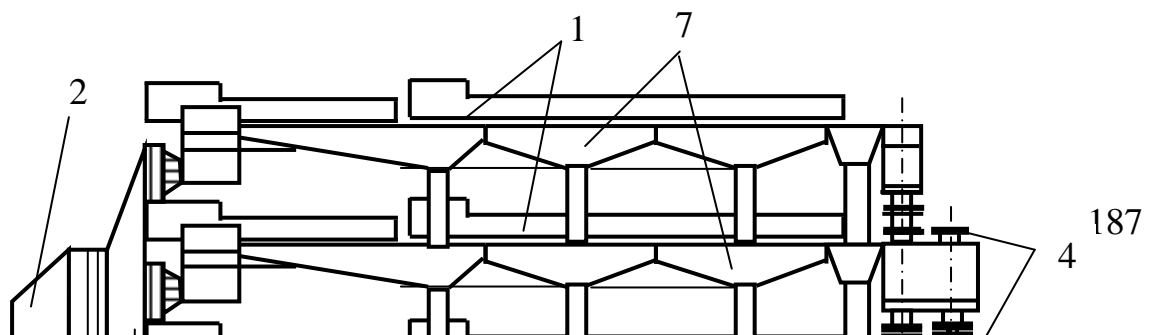
Багатодечні концентраційні столи опорного типу СКО-15; СКО-22; СКО-30 мають відповідно дві, три і чотири діагональні деки 1, які розташовані паралельно одна над одною і встановлені разом з приводним механізмом 2 інерційного типу на жорстких опорах 3, що коливаються (рис. 8.18). Відстань між деками по вертикалі складає 500 мм. Кожна дека оснащена жолобами для прийому і розподілу живлення 5 і води 6, а також має індивідуальний креновий механізм 4.

Багатодечні концентраційні столи опорного типу СКО-37; СКО-45 за конструкцією являють собою установку з двох багатодечних столів, які розташовані один над одним і мають індивідуальні приводні механізми.

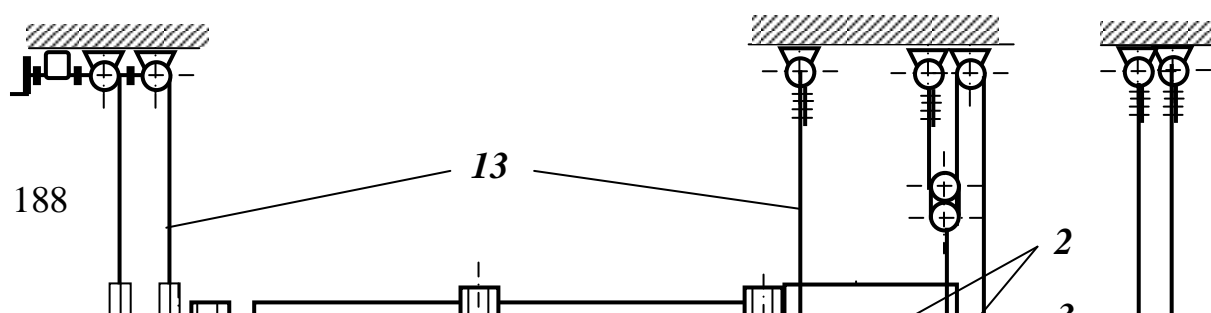
Концентраційний стіл СКО-37 являє собою конструкцію з двох столів: СКО-22 і змонтованого над ним на спеціальній рамі СКО-15.

Концентраційний стіл СКО-45 являє собою конструкцію з двох столів СКО-22 змонтованих один над одним на опорній рамі.

Конструкція кожного з таких столів і принципи їх регулювання ті ж самі, що й столів з яких вони змонтовані.



Багатодечний підвісний концентраційний стіл СКІМ-6 (рис. 8.19) являє собою підвісну конструкцію етажеркового типу, що складається з шести алюмінієвих діагональних дек 1, розташованих одна над одною і скріплених чотирма вертикальними планками-підвісками 2. На деку перпендикулярно до її короткого боку наклеєні рифлі 5, висота яких зменшується з віддаленням від вібратора 3.



Деки обладнані лотками 6 для прийому пульпи і жолобами 7 для змивної води, в які вона надходить по патрубках 8. Стіл має живильник, що розподіляє вихідну пульпу рівномірними потоками по деках. Видалення продуктів збагачення здійснюється в алюмінієві збірники 9, які розділені на дев'ять відсіків. В днищі кожного відсіку є циліндричні отвори 10 і патрубки 11, по яким за допомогою гумових шлангів продукти збагачення з верхніх дек потрапляють у відповідні відсіки нижніх дек і далі в спільні збірники продуктів.

Бігармонічний самобалансний вібратор 3, що створює коливання деки, зв'язаний з електродвигуном 4 клиноремінною передачею. Для регулювання кута нахилу деки служать маховички 12. Концентраційний стіл підвішується до перекриття будови збагачувальної фабрики за верхні кінці планок 2 системою тросів 13. Вібратор також підвішується до перекриття системою тросів.

Концентраційний стіл СКПМ-6 розроблений спеціально для збагачення вугілля крупністю до 6 мм з метою одержання низькозольних концентратів, його застосування також ефективно для знесірчування корисної копалини, що має значний вміст піриту.

Технічні характеристики концентраційних столів наведені в табл. 8.6.

Таблиця 8.6 – Технічні характеристики концентраційних столів

Параметр	СКМ-1	ЯСК-1	СКОШ-7,5	СКО-7,5	СКО-5	СКО-22	СКО-30	СКПМ-6
Характеристика дек: площа однієї, м ²	7,5	1,7 2,5 3,4	7,5	7,5	7,5	7,5	7,5	6,1
число дек	1	6	1	1	2	3	4	6
загальна площа, м ²	7,5	15,2	7,5	7,5	15	22,5	30,0	36,5
Коливання деки: частота, хв ⁻¹	230- 300	300	280	280- 350	280- 350	280- 350	280- 350	280- 350
довжина ходу, мм	12-26	12-26	6-14	10-20	10-20	10-20	10-20	10-20
Кут нахилу, град.:								
поперечний	0-8	0-8	0-8	0-8	0-8	0-8	0-8	0-8
подовжній	0±2	0±2	0±2	0±2	0±2	0±2	0±2	0±3
Крупність живлення, мм	0,04-3	0,07-3	0,01-0,1	0,04-3	0,04-3	0,04-3	0,04-3	0,2-6
Продуктивність, т/год	0,3-3,0	1,0-6,0	0,3-1,0	0,3-3,5	0,6-7,0	1,0-10,0	1,2-14,0	5,0-40,0
Потужність електро- двигуна, кВт	1,7	2,2	0,8	1,1	2,2	2,2	2,2	2,8
Габарити, мм:								
довжина	5715	5510	5160	5030	5240	5350	5380	5100
ширина	1800	2100	2120	2100	2110	2110	2180	2400
висота	1200	1550	1610	1380	1480	1860	2384	3800
Маса, т	1,20	1,67	1,30	1,50	2,26	2,93	5,70	3,30

8.4.3. Технологічні і конструктивні параметри процесу концентрації на столах

Технологічні параметри

До головних технологічних і конструктивних параметрів, що впливають на ефективність процесу концентрації на столах, належать речовинний склад вихідного матеріалу і його підготовка до процесу, вміст твердого в живленні і витрати змивної води, частота коливань і хід деки, кут її нахилу і тип нарифлень.

Речовинний склад вихідного матеріалу характеризує можливість ефективного застосування процесу концентрації. Оцінка можливості здійснюється за величиною співвідношення:

$$k = (\delta_{cp} - \Delta) / (\delta_l - \Delta), \quad (8.30)$$

де δ_{cp} , δ_l , Δ - середня густина збагачуваного матеріалу, густина легкого мінералу і густина рідини (звичайно води), кг/м^3 .

Якщо $k \geq 2,5$, то збагачення на столах ефективне, якщо $2,5 \leq k \leq 1,75$ ефективне збагачення можливе тільки при крупності матеріалу не більше 0,07 – 0,15 мм, а при $k < 1,75$ збагачення на столах ускладнене або взагалі неможливе.

Форма зерен має важливе значення при збагаченні на столах. Зерна важких мінералів кубічної форми розташовуються у верхній частині віяла продуктів і виділяються в концентрат, а зерна плоскі або витягнуті (тієї ж густини) розташовуються у віялі ближче до промпродукту. Видовжені або плоскі зерна краще зважуються у турбулентному потоці і тому виносяться або в промпродукт, або у відходи.

Вміст твердого в живленні коливається від 15 до 40 % . Оптимальним є вміст твердого 20–25%. При надмірній розрідженості живлення збільшується розпушеність матеріалу і значно зростає швидкість транспортування в поперечному напрямку, що приводить до виводу важких мінералів в легкий продукт. Для зниження цих втрат зменшують поперечний кут нахилу деки. При недостатній розрідженості живлення зменшується розпушеність матеріалу, що перешкоджає проходженню частинок важких мінералів в нижні шари, при цьому смуга важких мінералів у віялі продуктів виділяється нечітко.

Підготовка матеріалу перед збагаченням на столах полягає в його класифікації за крупністю. Крупність рудного матеріалу, що збагачується на концентраційних столах повинна бути в межах 0,04–3 мм. Тому первинна підготовка матеріалу зводиться до дроблення і подрібнення з метою одержання продуктів саме такої крупності.

Збагачення ширококласифікованого матеріалу крупністю 0,04 – 3 мм можливе тільки в тих випадках, коли з економічних міркувань допускається невисока ефективність збагачення або коли в матеріалі немає зростків, а крупність важких зерен суттєво відрізняється від легких. В більшості випадків, особливо при збагаченні корінних олов'яних, вольфрамових руд і руд рідкісних металів, матеріал перед збагаченням на столах класифікують на гідравлічних класифікаторах з одержанням 4 – 6 класів. Чим менша різниця в густині розділюваних мінералів і чим більше зростків у вихідному продукті, тим вужчою повинна бути шкала класифікації. Іноді для підвищення ефективності класифікації вихідний матеріал перед подачею в гідравлічний класифікатор знешламлюють в гідроциклонах, механічних класифікаторах або в конусах.

Підготовка тонкозернистих і шламистих матеріалів крупністю дрібніше 0,02 мм до збагачення на столах полягає в їх знешламленні (відділення класу менше 15 мкм) і згущенні.

Змивна вода необхідна для видалення частинок легких мінералів в кінці деки. При невеликих витратах змивної води і малому поперечному нахилі деки матеріал верхніх шарів, що складається з частинок малої густини, може вилучатися у важкий продукт. Надмірний поперечний нахил деки, великі витрати змивної води і нерівномірний її розподіл приводять до виносу частинок великої густини з каналів між рифлями і втрат важких мінералів. Нестача змивної води приводить до засмічення важкого продукту легкими частинками.

Продуктивність концентраційних столів залежить від крупності живлення, різниці в густині розділюваних мінералів і вимог до якості продуктів збагачення. Для операцій первинного збагачення руд з одержанням чорнових концентратів, проміжного продукту і відвальних відходів продуктивність концентраційного стола може бути розрахована за формулою:

$$Q = 0,1m\delta_{вих}\left(Fd_{cp}\frac{\delta_m - 1}{\delta_l - 1}\right)^{0,6}, \text{ т/год}, \quad (8.31)$$

де m – число дек; $\delta_{вих}, \delta_m, \delta_l$ – густина вихідного матеріалу, важкого і легкого мінералів, т/м³; F – площа деки стола, м²; d_{cp} – середньоарифметична крупність зерен у вихідному живленні, мм.

При збагаченні і знесірченні вугілля і антрацитів продуктивність концентраційних столів визначається за формулою:

$$Q = kV_{cp}\delta_{вих}d_{max}L, \text{ т/год}, \quad (8.32)$$

де d_{max} – розмір максимального зерна в живленні, м; k – коефіцієнт, що залежить від d_{max} (при $d_{max} = 1$ мм $k = 6$, при $d_{max} = 10$ мм $k = 1,5$); V_{cp} – середня швидкість руху матеріалу по деці, м/год; $\delta_{вих}$ – густина збагачуваного матеріалу, т/м³; L – периметр розвантаження продуктів, м.

За формулами (8.31) і (8.32) розраховують продуктивність концентраційного стола, на якому здійснюють операцію основної концентрації. В операціях перечищення промпродуктів продуктивність столів зменшують на 20 – 40 %, а в операціях доведення концентратів – на 50 % у порівнянні з продуктивністю операції основної концентрації.

Конструктивні параметри

Частота коливань і хід деки визначають за емпіричними формулами:

– частота коливань:

$$n = 250 / d_{max}^{0,33}, \text{ хв}^{-1}; \quad (8.33)$$

– хід деки:

$$l = 18d_{max}^{0,25}, \text{ м}, \quad (8.34)$$

де d_{max} – максимальний розмір зерен збагачуваного матеріалу, м.

У формулах (8.33) і (8.34) не враховано багато факторів процесу концентрації на столі, тому результати одержані при розрахунках слід розглядати тільки як приблизні і уточнювати при експлуатації.

Як свідчить практика, зі збільшенням крупності збагачуваного матеріалу довжину ходу деки слід збільшувати, а частоту коливань – зменшувати.

Кут поперечного нахилу деки визначає швидкість руху водного потоку. Великі швидкості (при великих кутах поперечного нахилу) сприяють турбулізації потоку і знесенню дрібних зерен. Це приводить до втрат зерен важкого мінералу і зниження якості продуктів збагачення. Тому при збагаченні дрібнозернистих матеріалів кут поперечного нахилу складає 1,5 – 2,5°, при збагаченні грубозернистих – 4 – 8°, а для особливо крупних і важких мінералів він може бути збільшений до 10°.

Кут поперечного нахилу деки і витрати змивної води взаємопов'язані і є основними регулюючими параметрами при експлуатації концентраційних столів.

Кут подовжнього нахилу деки невеликий за величиною – від – 0,003° до + 0,4° (знак «–» означає опускання розвантажувального кінця деки, знак «+» – його підйом). Подовжній нахил деки за ходом руху матеріалу при переробці тонкозернистих і шламистих продуктів збільшує транспортуючу здатність, а нахил деки в протилежному на-

прямку при переробці крупнозернистих продуктів, навпаки, зменшує транспортуючу здатність.

Типи нарифлення, що застосовуються на практиці (рис. 8.20), підрозділяють в основному на піскові (для матеріалів крупністю $+0,2$ мм) і шламові (для матеріалів крупністю $-0,2$ мм).

В поперечному перетині піскові рифлі являють собою прямокутник (рис. 8.20 *а*). На деках столів для збагачення шламистих матеріалів, крім прямокутних рифлів малої висоти, є високі трикутні рифлі, перед якими утворюються спокійні зони, де відбувається осадження шламистих частинок важких мінералів (рис. 8.20 *б*).

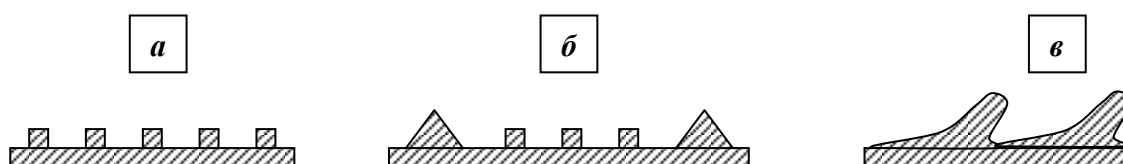


Рис. 8.20 – Типи нарифлень.

а – піскове; *б* – шламове; *в* – хвилясте.

Подовжній перетин рифлі – прямокутна трапеція з верхньою основою рівною $3/4$ нижньої. Максимальну висоту рифлі мають біля завантажувального кінця деки. Найбільшу довжину і висоту має рифля, що проходить через кут деки, який створений боком розвантаження легких продуктів і завантажувальним торцем. Кут зрізу рифлів складає $30 - 55^\circ$. У діагональних дек вздовж боку розвантаження легких продуктів установлюється додаткова «запірна» рифля висотою $20 - 25$ мм, яка перешкоджає виносу важких мінералів в легкий продукт. Вибір висоти рифлів визначається крупністю і густиною збагачуваного матеріалу, а також вмістом важких компонентів.

У сучасних шламових столах (напр., СКОШ-7,5) поверхня деки має хвилястий характер і рифлями є гребені хвиль (рис. 8.20 *в*). Такі рифлі суттєво знижують збурення потоку, що сприяє підвищенню ефективності збагачення шламу.

Концентраційні столи мають малу питому продуктивність і вимагають для своєї установки великих виробничих площ. Тому на фабриках для збагачення корінних і розсипних руд рідкісних металів концентраційні столи використовують головним чином для перечищення концентратів.

8.5. ГВИНТОВА СЕПАРАЦІЯ

Гвинтові сепаратори і шлюзи – це різновид апаратів, в яких розділення матеріалу відбувається в безнапірному нахиленому потоці малої глибини в гладкому спіральному жолобі.

Гвинтові сепаратори і шлюзи застосовують для вилучення пито-
мо-важких мінералів з корінних і розсипних руд і додаткового вилу-
чення коштовних мінералів з високою густиною з відходів флотацій-
ного або магнітного збагачення. Вони знайшли широке застосування
для збагачення дрібнозернистих пісків, що містять ільменіт, циркон,
рутил і інші корисні копалини, а також для збагачення корінних руд
рідкісних і благородних металів, залізних руд, фосфоритів, хромітів,
кам'яного вугілля і алмазів.

Галузь застосування того або іншого типу гвинтового апарата
визначається крупністю цінних мінералів. При крупності цінних мі-
нералів 0,1 – 3 мм застосовують гвинтові сепаратори, для дрібнішого
матеріалу 0,05 – 0,2 мм використовують гвинтові шлюзи. Принцип дії
гвинтових апаратів однаковий, вони відрізняються лише за формою
жолоба: жолоб сепаратора – частина круга або еліпса, жолоб шлюзу –
прямокутний і ширший ніж у сепаратора.

Гвинтовий сепаратор (рис. 8.21) являє собою нерухомий спі-
ральний жолоб 1 з вертикальною віссю 2, яка служить йому опо-
рою. У завантажувальний пристрій 3, що знаходиться в верхній ча-
стині жолоба подається попередньо класифікована руда разом із
водою (пульпа).

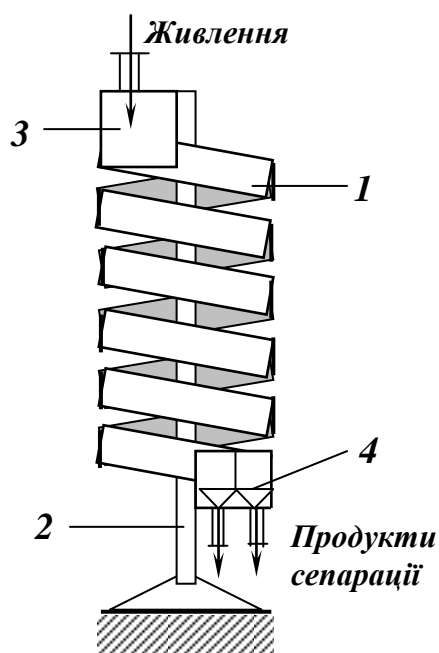


Рис. 8.21 – Схема гвинтового се-
паратора.

1 – гвинтовий жолоб; 2 – опора;
3 – завантажувальний пристрій;
4 – розвантажувальний пристрій.

Під дією сили ваги пульпа стікає вниз в вигляді тонкого потоку
різної глибини. При цьому на мінеральні частинки діють гравітаційні,
гідродинамічні і відцентрові сили. Взаємодія зазначених сил призво-
дить до розділення матеріалу за густиною: зерна важких мінералів
концентруються в придонній частині біля внутрішнього борту жоло-

ба, а зерна легких мінералів виносяться у верхні шари потоку і зносяться до зовнішнього борту.

8.5.1. Процес збагачення у гвинтових сепараторах

Рух потоку пульпи у гвинтовому жолобі носить складний характер і відрізняється такими особливостями:

- під впливом відцентрових сил потік приймає нахилене до горизонту положення з характерним серпоподібним профілем (рис. 8.22). Форма поперечного перетину потоку обумовлюється витратою води, при цьому зі збільшенням витрати води глибина потоку в зоні А практично не змінюється, в той час як в зоні Б зростає і глибина потоку і його турбулентність;

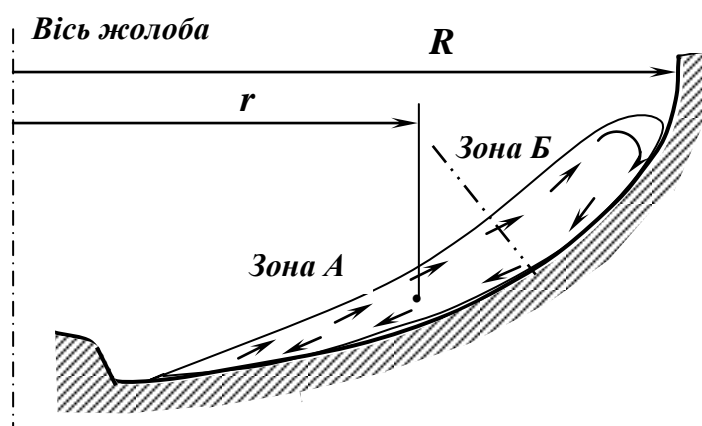


Рис. 8.22 – Циркуляція у гвинтовому жолобі.
 R – радіус жолоба;
 r – радіус обертання частинки.

- глибина потоку в різних зонах поперечного перетину різна: мала – в зонах біля внутрішнього борту, максимальна – в середній частині біля зовнішнього борту. Зі збільшенням витрат пульпи збільшуються глибина потоку в середній частині жолоба і змочений периметр жолоба, при цьому товщина і форма потоку біля внутрішнього борту практично не змінюються;

- швидкість гвинтового потоку в різних зонах поперечного перетину також різна і вона змінюється за параболічним законом (при ламінарному русі в тонких внутрішніх шарах) або за логарифмічним законом (при турбулентному русі в глибокій зовнішній частині потоку). Крім того, у гвинтовому жолобі швидкості розрізняються не тільки за глибиною (на поверхні потоку вони більші), але й за радіусом (збільшуються в напрямку від внутрішнього борту до зовнішнього). Максимальна подовжня швидкість потоку біля зовнішнього борту сепаратора досягає 1,5 – 2 м/с, а мінімальна – біля внутрішнього борту – 0,1 – 0,2 м/с. Залежно від радіусу обертання середня подовжня складова швидкості гвинтового потоку може бути приблизно визначена за формулою:

$$V = \sqrt{rgtg\beta} \text{ , м/с,} \quad (8.35)$$

де r – відстань від осі обертання, м; g – прискорення вільного падіння, м/с²; β – кут поперечного нахилу жолоба сепаратора до горизонту, град.

Середня швидкість потоку по жолобу сепаратора визначається за формулою Шезі (8.15);

– внаслідок розходження швидкостей по глибині потоку в ньому виникають циркуляційні течії: верхні шари потоку віддаляються від осі обертання до зовнішнього борту, а внутрішні шари переміщуються в напрямку найбільшого нахилу гвинтової поверхні – до осі обертання і внутрішнього борту (рис. 8.22). Це явище називають поперечною циркуляцією потоку, її характер залежить від витрат води. Швидкість циркуляційної течії вздовж дотичної до поперечного перетину жолоба визначається за формулою:

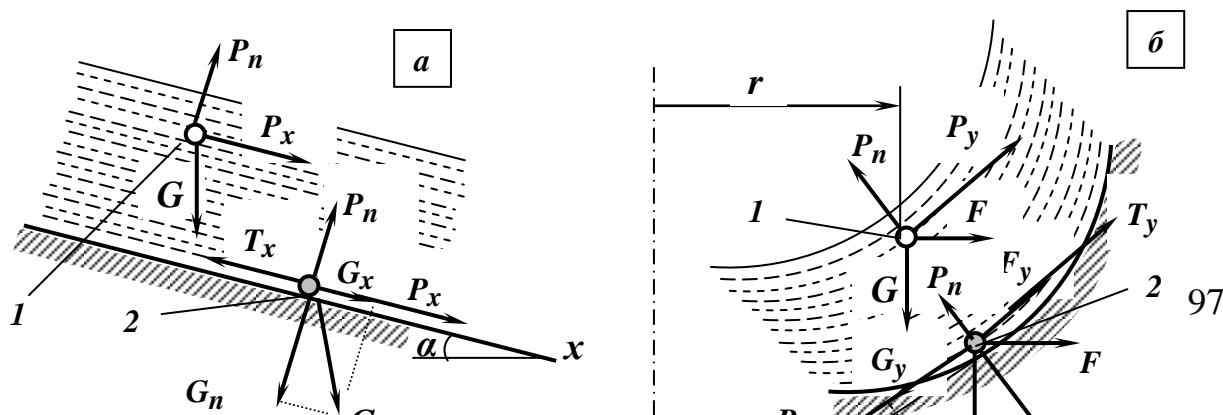
$$V_y = V \operatorname{tg} \psi \cos \alpha / \cos \beta, \text{ м/с,} \quad (8.36)$$

де V – подовжня швидкість потоку (8.35), м/с; ψ – кут між горизонтальними проєкціями радіальної і тангенціальної складових швидкості елементу потоку, град; α, β – подовжній і поперечний кути нахилу жолоба, град.

Швидкість циркуляційної течії у 3–5 разів менша подовжньої швидкості потоку, але максимальна циркуляція має місце лише у граничних шарах, середні шари в циркуляції участі не беруть (для них $V_y = 0$).

Довжина пробігу елементів потоку від зовнішнього борту до внутрішнього в гвинтових апаратах складає від 0,7 до 1,5 витків.

Мінеральне зерно, що рухається в потоці пульпи по гвинтовому жолобу, зазнає одночасно впливів різних за величиною і напрямком сил, рівнодіюча яких визначає його траєкторію і положення у потоці (рис. 8.23). У гвинтовому потоці мінеральні зерна переміщуються не тільки вздовж жолоба, як в шлюзах, але й в поперечному напрямку. В результаті цього легкі зерна, що мають більшу швидкість переміщення в потоці, не тільки обганяють зерна придонного шару, але й зміщаються під дією більшої відцентрової сили і поперечної циркуляції до зовнішнього борту. Таким чином, при русі зерен в гвинтовому потоці можливі два випадки: зерно рухається у зваженому стані (легкий мінерал) і зерно рухається по дну гвинтового жолоба (важкий мінерал).



Основні сили, що діють на мінеральну частинку, що рухається в гвинтовому жолобі, такі:

– *гравітаційна сила* (8.1). Нормальна складова гравітаційної сили визначає величину сили тертя (8.4), а тангенціальна – величину тягнучої сили в напрямку найбільшого нахилу дна жолоба (вздовж жолоба вниз за потоком і в бік внутрішнього борту в поперечному напрямку). Зерно, що лежить на дні, має більшу можливість попасти у внутрішню зону потоку, в той час як зважене зерно прагне переміститися у зовнішню зону;

– *гідродинамічна сила* (8.2). Величина гідродинамічної сили залежить від положення зерна по висоті потоку. Наявність поперечної циркуляції створює додатковий гідродинамічний тиск. Гідродинамічні сили діють разом з вертикальними складовими швидкості (8.3), що виникають при турбулентній течії потоку, і створюють підвищену підіймальну силу, яка сприяє підтримці зерен у зваженому стані (в глибокій частині потоку);

– *відцентрова сила* мало впливає на швидкість руху зерна вздовж жолоба, але вона є однією з основних сил, що визначають поперечний рух зерен (особливо зважених):

$$F = mV_g^2 / r, \text{ Н}, \quad (8.37)$$

де m – маса зерна, кг; V_g – швидкість зерна в напрямку дії відцентрової сили, м/с; r – радіус обертання зерна, м.

При швидкостях потоку до 1 м/с величина відцентрового прискорення звичайно мала – (0,1–1,0)g. Максимальні значення відцентрового прискорення спостерігаються в зонах біля зовнішнього борту, а в придонних шарах відцентрові складові значно менші;

– *сила тертя* (8.4) виникає при контакті зерна з поверхнею жолоба або з іншими зернами. Ця сила завжди орієнтована в напрямку протилежному руху зерна. Зі збільшенням швидкості руху і розмірів зерен коефіцієнт тертя і сила тертя зменшуються. Дрібні зерна при малих швидкостях рухаються переважно ковзанням по поверхні, а крупні – перекочуються по поверхні.

Для одиничного зерна, що знаходиться у зваженому стані, рівнодіюча швидкостей на напрям дотичної до лінії перетину жолоба при сталому режимі руху дорівнює:

$$V_p = V_e \cos \beta - V_0 \sin \beta \pm V_u, \text{ м/с}, \quad (8.38)$$

де V_0 – швидкість падіння зерна у воді, м/с; інші позначення попередні.

Результати розрахунків швидкості частинок за формулою (8.38) показали, що зерна важких мінералів ($\delta \geq 4,5 \text{ т/м}^3$) крупністю 0,074 – 2,5 мм рухаються в напрямку до осі сепаратора ($V_p \approx 0$) і можуть потрапити в концентрат. Зерна поза цією крупністю відкидаються до периферії і потрапляють у відходи. Оптимальніша крупність важких мінералів, що збагачуються гвинтовою сепарацією, складає 0,2 – 2 мм, але для легких мінералів верхня межа крупності може бути збільшена до 12 мм, тому що крупні зерна будуть змиватися водою і в концентрат не потраплять.

Процес розділення зернистого матеріалу в жолобі гвинтового сепаратора здійснюється в два етапи:

1-й етап полягає в розшаруванні матеріалу по вертикалі і переході важких мінералів в придонний шар. Цей етап спільний для всіх процесів розділення в тонкому шарі пульпи, що рухається по похилій поверхні. Для процесу розшарування важливе значення мають турбулентні пульсації потоку і явища сегрегації при русі зімкненого придонного шару. На першому етапі в придонний шар вибірково переходять крупні важкі зерна і менш вибірково – дрібні важкі зерна. Основні фактори розділення на цьому етапі – крупність і густина зерен.

2-й етап полягає в перерозподілі зерен у радіальному напрямку зі створенням мінерального віяла продуктів сепарації. В результаті поперечного перерозподілу зерна формують окремі шари потоку (концентрат, промпродукт, відходи) і набувають сталого характеру руху. Перерозподіл зерен закінчується в основному після проходження двох-трьох витків, далі зерна рухаються на постійних радіусах по гвинтовим траєкторіям. Зерна, що потрапили випадково в «чужу» зону, перерозподіляються далі завдяки подачі змивної води в зону внутрішнього борту жолоба.

Швидкість розшарування зерен у гвинтовому сепараторі є експоненціальною функцією від часу (або від довжини пробігу пульпи по жолобу). Високій швидкості розшарування в початковий період сприяє те, що пульпа має високий ступінь розпушення. Швидкість розділення зерен по висоті потоку характеризується створенням донного шару важких мінералів на етапі формування потоку в гвинтовому жолобі, отже на перших двох витках, де швидкості потоку і зерен ще не встановилися.

Оптимальна довжина жолоба для зерен різної крупності різна. Для виділення крупних зерен в сепараторі достатньо двох витків, в той час, як для виділення дрібних ($- 0,1$ мм) – необхідно чотири витка. Якщо цінні важкі мінерали представлені зернами різної крупності, розвантаження концентрату необхідно здійснювати не одноразово в кінці жолоба, а розосереджено – на другому, третьому, четвертому витках. Але в кожному конкретному випадку довжина жолоба повинна бути оптимальною, тому що зі збільшенням довжини жолоба відбувається перемішування шарів пульпи і знижуються технологічні показники процесу.

8.5.2. Конструкції гвинтових апаратів

Гвинтові апарати розділяють на сепаратори (для збагачення не-класифікованих і ширококласифікованих матеріалів крупністю $0,1 - 3$ мм) і шлюзи (для збагачення тонкозернистих матеріалів крупністю $0,02 - 0,5$ мм).

Гвинтові сепаратори виготовляють з регульованим і нерегульованим кроком витків. В практиці збагачення корисних копалин застосовують сепаратори з нерегульованим кроком витків. Сепаратори з регульованим кроком витків випускають в обмеженій кількості і використовують для досліджень в лабораторному і напівпромисловому масштабах.

Гвинтовий сепаратор (рис. 8.21) складається із завантажувального пристрою, гвинтового жолоба, розподільника змивної води, пристрою для розділення і розвантаження продуктів збагачення, опорного каркасу.

Завантажувальний пристрій (рис. 8.24), встановлений на вході апарата, служить для зменшення швидкості потоку вихідної пульпи, формування потоку і плавного вводу його в гвинтовий жолоб.

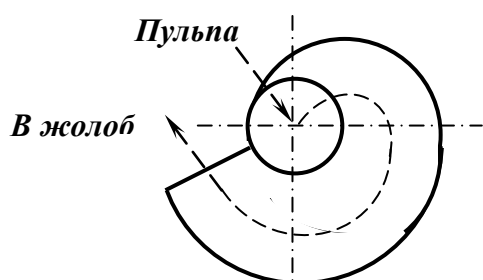


Рис. 8.24 – Схема завантажувального пристрою равликового типу.

Частіше використовують завантажувальний пристрій равликового типу, що являє собою спіральний жолоб зі зростаючим радіусом кривизни.

Гвинтовий жолоб виготовляють з чавуну, силуміну, полімерних матеріалів, або залізобетону. Кожний виток жолоба складається з двох секцій – напіввитків. Робочу поверхню жолобів футерують зносостій-

кими матеріалами: гумою, кам'яним литвом або полімерами. Гвинтовий жолоб характеризується довжиною, діаметром, шагом, формою і розмірами поперечного перетину. Число жолобів в сепараторі може бути від 1 до 4, а в шлюзі від 1 до 5.

Розподільники змивної води забезпечують її рівномірну подачу по усьому периметру внутрішнього борту жолоба. Вони встановлюються в кількох місцях по висоті жолоба. Найпростішими є розподільники жолобчастого типу, які являють собою маленький жолобок, що примикає до робочого жолоба з внутрішнього або зовнішнього боку. За допомогою трубок вода подається до внутрішнього борту назустріч потоку пульпи.

Пристрій для розділення і розвантаження продуктів збагачення (рис. 8.25) складається з порожньої трубки 1 з боковим вирізом 2 і відсікача 3, що фіксується затискачем 4. Трубка угвинчується в отвір в днищі жолоба 5.

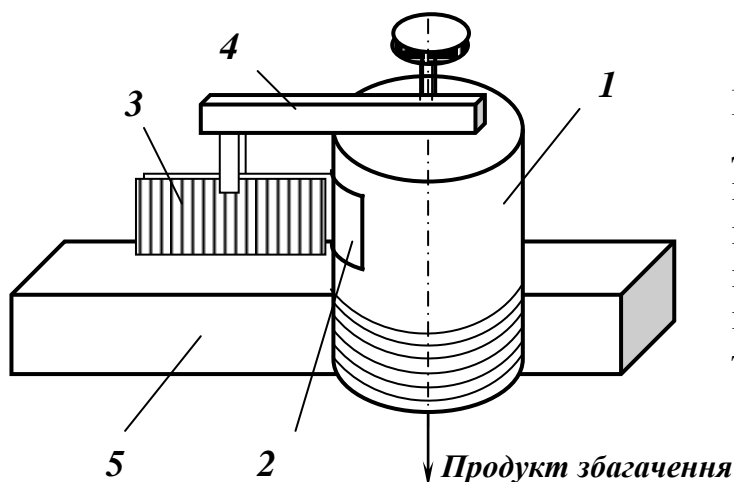


Рис. 8.25 – Схема пристрою для розділення і розвантаження продуктів збагачення. 1 – порожня трубка; 2 – боковий виріз; 3 – відсікач; 4 – затискач; 5 – днище робочого гвинтового жолоба.

Відсікачем регулюється ширина смуги пульпи, яка видаляється і направляється в порожню трубку і далі по гумовим шлангам в збірник для готового продукту. Зміною положення відсікачів можна одержувати продукти збагачення з необхідними виходами і якістю.

Гвинтові шлюзи за конструкцією подібні до гвинтових сепараторів. Основною особливістю їх конструкції є прямокутна форма поперечного перетину жолоба. Жолоби шлюзів виготовляються з силуміну і футеруються гумою. Днище жолоба (пряма лінія) нахилене до горизонту під кутом 5°.

Технічні характеристики гвинтових апаратів наведені в табл. 8.7.

Таблиця 8.7 – Технічні характеристики гвинтових сепараторів і шлюзів

Параметр	Сепаратори	Шлюзи
----------	------------	-------

	CB2- 750	CB2- 1000	CB2- 1500	ШВ2- 1000	ШВ3- 1250	ШВ5- 2000
Діаметр жолоба, мм	750	1000	1500	1000	1500	2000
Число витків	4	4	3	4	4	4
Число жолобів	2	2	2	2	3	5
Крупність						
Цінного компонента, мм	0,07-2	0,07-2	0,2-3	0,5	0,5	0,5
Вміст твердого у живленні, %	15–40	15-40	15-40	15-40	15-40	15-40
Витрати змивної води, л/с	0,3-0,5	0,4-0,8	0,2-0,5	0,1-0,2	0,2-0,3	0,3-0,50
Продуктивність, т/год	1-5	3-8	20-30	0,2-2	0,5-5	4- 20
Габарити, мм:						
довжина	790	1050	1600	1250	1400	2255
ширина	830	1100	1600	1250	1400	2200
висота	3700	4200	5150	3600	4000	6260
Маса, т	0,59	0,70	1,25	0,50	1,00	2,40

8.5.3. Конструктивні і технологічні параметри процесу гвинтової сепарації

Основні технологічні і конструктивні параметри, що впливають на ефективність процесу гвинтової сепарації підрозділяють на дві групи: конструктивні і технологічні.

Конструктивні параметри

До основних конструктивних параметрів відносять: діаметр і крок гвинтового жолоба, профіль його поперечного перетину, число витків, число відсікачів і місце їх установки.

Діаметр гвинтового жолоба є основним конструктивним параметром сепаратора і визначає його розміри, масу і продуктивність. Гвинтові сепаратори, що застосовуються в практиці збагачення корисних копалин, мають жолоби діаметром 600 – 2000 мм. Вибір діаметра сепаратора залежить від продуктивності по твердому, крупності і густини збагачуваного матеріалу. Матеріали, що містять крупнозернисті (1 – 2 мм) цінні компоненти, ефективніше збагачуються в сепараторах великого діаметра (1000 мм і більше), тонкозернисті матеріали (менше 0,5 мм) – в сепараторах малих діаметрів (500 – 750 мм), матеріали середньої крупності (0,074 – 1 мм) – в сепараторах будь якого розміру.

Профіль поперечного перетину жолоба може являти собою елемент еліпса (рис.8.26 *a1, a2*), кола (рис.8.26 *a3, a4*), пряму лінію (рис.8.26 *a5, a62*). Найбільш доцільним профілем для збагачення ма-

теріалу крупністю менше 2 мм є горизонтальний еліпс, більша піввісь якого складає 1/3 діаметра сепаратора, а співвідношення довжин осей – 2 : 1. Для збагачення дрібних матеріалів (– 0,2 мм) рекомендується пологий профіль у вигляді кубічної параболі, а для збагачення крупних матеріалів (2 – 12 мм) – випуклий профіль у вигляді двох відрізків прямих: нахиленого до горизонтальної площини під кутом 17° в зоні виділення концентрату і горизонтального – біля зовнішнього борту. Вплив профілю поперечного перетину жолоба на показники збагачення матеріалу крупністю менше 2 мм показано на рис 8.26 б.

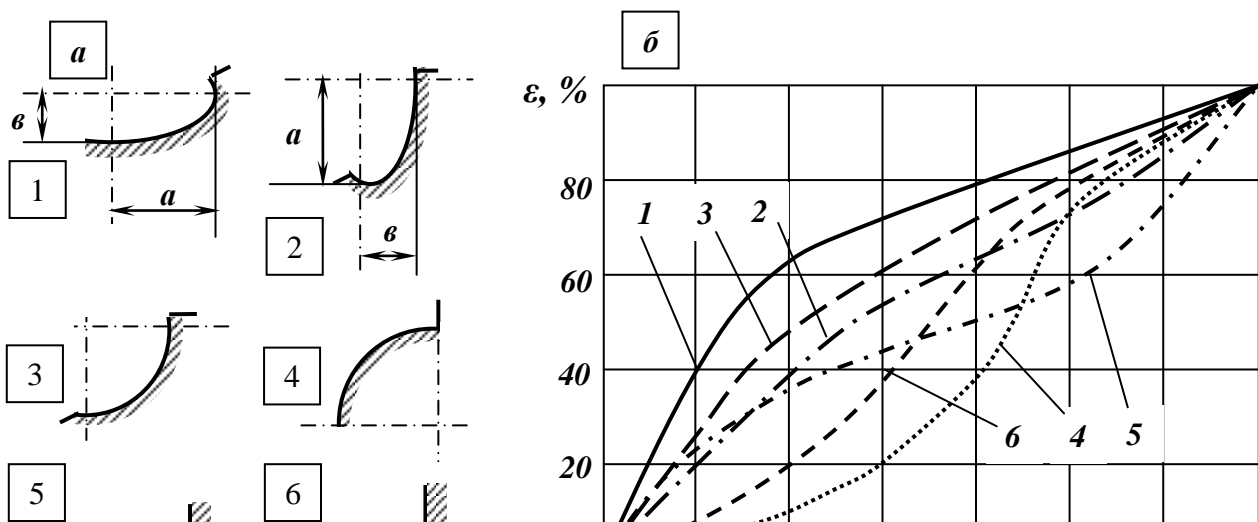
Число витків жолоба залежить від фізичних властивостей збагачуваного матеріалу. Воно збільшується зі зменшенням різниці в густині розділюваних мінералів і їх крупності. Число витків жолоба в промислових сепараторах складає 4 – 6. У п'ятивиткових сепараторах звичайно здійснюють першу стадію збагачення корінних руд, а в трьох- і чотирьохвиткових – переочищують чорновий концентрат. При збагаченні пісків розсипних родовищ застосовують три- і чотиривиткові сепаратори, що значно зменшує висоту апарата.

Крок гвинтового жолоба визначає кут нахилу його гвинтової лінії до горизонту і впливає на гідродинамічну характеристику потоку і умови транспортування матеріалу. Крок гвинтової лінії визначається зі співвідношення:

$$t = 2\pi R \operatorname{tg} \alpha, \text{ м}, \quad (8.39)$$

де R – радіус гвинтової лінії, м; α – кут нахилу гвинтової лінії жолоба до горизонту, град.

Зі збільшенням відносного кроку гвинтового жолоба (відношення кроку до діаметра) показники збагачення матеріалів крупністю більше 0,2 мм погіршуються, а матеріалів крупністю менше 0,2 мм – поліпшуються. Відносний крок для промислових гвинтових сепараторів приймається рівним 0,4 – 0,6 м, для гвинтових шлюзів – 0,5 – 0,6 м. Менше значення кроку приймається для сепараторів більшого діаметра, а більше значення – для сепараторів меншого діаметра.



Вивід продуктів збагачення здійснюється відсікачами, що встановлені на сепараторах в кінці останнього витка або на кожному витку жолоба. Остаточний (кінцевий) концентрат одержують, як правило, після декількох перечисток чорнового концентрату. В окремих випадках перечищення концентрату гвинтових сепараторів здійснюється іншими методами (напр., флотацією).

Положення ножів відсікачів визначається в кожному конкретному випадку дослідним шляхом і зберігається постійним в процесі роботи.

Залежно від виконання гвинтові апарати можуть мати 2-5 гвинтових жолобів, що функціонують паралельно.

Технологічні параметри

До технологічних параметрів належать: густина, крупність і форма мінеральних зерен у живленні, вміст твердого у живленні і продуктивність. На результати збагачення суттєво впливають також підготовчі операції.

Склад вихідного матеріалу за густиною розділюваних мінералів характеризує можливість ефективного застосування процесу гвинтової сепарації. Оцінка можливості збагачення визначається за величиною критерія Мейстера:

$$k_0 = (\delta_{вих} - \delta_l) / (\delta_l - 1), \quad (8.39)$$

де $\delta_{вих}, \delta_l$ – густина вихідного матеріалу і легкого мінералу, т/м³.

Якщо $k_0 \notin [1; 0,75]$ збагачення гвинтовою сепарацією буде ефективним, якщо $1 \notin [k; 0,75]$ збагачення ще можливе, а при $k \notin [0,75; 1]$ розділення не відбудеться (збагачення неможливе).

Крупність мінеральних зерен характеризується верхньою і нижньою межами. Верхня межа крупності зерен при гвинтовій сепарації

залежить від їх густини: для кварцу ($\delta = 2,65 \text{ т/м}^3$) вона досягає 12 мм, для важких мінералів ($\delta = 4 - 7 \text{ т/м}^3$) – 2–3 мм. Нижня межа крупності зерен визначається умовами їх зважування і розподілення по висоті потоку в жолобі сепаратора: для кварцу вона рівна 0,074 мм, для важких мінералів – ще нижче.

На гвинтових сепараторах ефективніше вилучаються зерна крупністю понад 0,2 мм, дрібніші зерна (до 0,02 мм) – на гвинтових шлюзах, де менша турбулентність потоку.

Багато щоб *форма зерен*, розділюваних мінералів була різною. Сприятливішими для збагачення випадками будуть такі, коли зерна пустої породи представлені округлими зернами (коефіцієнт сферичності великий), а зерна корисного мінералу – плоскі (коефіцієнт сферичності малий).

Підготовка матеріалу до збагачення полягає в його класифікації і знешламлюванні. Класифікація може здійснюватись на грохотах і гідравлічних класифікаторах. Оптимальним є варіант з використанням гідравлічної класифікації, який сприяє підвищенню результатів збагачення і продуктивності процесу. В окремих випадках при попередньому або контрольному збагаченні можлива сепарація некласифікованого матеріалу. Але якщо в живленні сепарації міститься 30 – 40 % класу – 0,074 мм знешламлення робиться обов'язково (для зниження в'язкості пульпи).

Вміст твердого в живленні при збагаченні розсипних руд складає звичайно 15 – 25 % (за масою), при збагаченні корінних руд – 30 – 40 %. При густині пульпи, що перевищує вказані межі, збільшується її в'язкість і виділення важких мінералів сповільнюється. Мінімальний вміст твердого в живленні складає 6 – 8 %. При більшій розрідженості пульпи важкі і легкі зерна рухаються разом біля внутрішнього борту і не забезпечують утворення віяла продуктів розділення.

Витрата змивної води повинна бути оптимальною. При оптимальних витратах змивної води підвищується ступінь концентрації матеріалу, зменшується замулювання робочої поверхні жолоба в концентратній зоні, поліпшується транспортування важких мінералів, збільшується розрідженість матеріалу біля внутрішнього борту і підсилюється поперечна циркуляція потоку. Надлишок змивної води приводить до зносу важких мінералів в зону промпродукту, а недостача – до одержання бідних концентратів. Звичайно витрата змивної води складає 0,3 – 0,6 л/с на один жолоб сепаратора діаметром 600 мм.

Продуктивність гвинтових апаратів залежить від діаметра витків жолоба, кута підйому гвинтової лінії, речовинного складу і крупності збагачуваного матеріалу. Зменшення крупності живлення, а також підвищений вміст у ньому глини і шламів приводить до зниження продуктивності.

Продуктивність гвинтових апаратів визначається за формулою:

$$Q = k_3 \delta_{вих} D^2 m \left(d_{max} \frac{\delta_m - 1}{\delta_l - 1} \right)^{0,5}, \text{ т/год,} \quad (8.40)$$

де k_3 – коефіцієнт, що залежить від збагачуваності матеріалу (для важкозбагачуваних руд $k_3 = 0,4$; для легкозбагачуваних – $k_3 = 0,7$); $\delta_{вих}$, δ_m , δ_l – густина вихідного матеріалу, важкого і легкого мінералів, т/м³; D – діаметр спіралі жолоба, м; m – число жолобів; d_{max} – максимальна крупність питомих зерен в живленні, мм.

Гвинтова сепарація застосовується в технологічних схемах збагачення вугілля, залізних, хромових, танталових, золотовмісних і інших руд. Але головним чином гвинтова сепарація використовується при переробці розсипів, які є ідеальним живленням для гвинтових сепараторів.

Контрольні запитання

1. Закономірності розділення матеріалу у шлюзі.
2. Опишіть конструкції і принцип дії шлюзів.
3. Основні параметри (технологічні і конструктивні), що впливають на процес збагачення у шлюзах.
4. Процес збагачення в струминних жолобах.
5. Опишіть конструкції і принцип дії струминних апаратів.
6. Основні параметри (технологічні і конструктивні), що впливають на процес збагачення в струминних апаратах.
7. Закономірності процесу збагачення на концентраційних столах.
8. Опишіть конструкції і принцип дії концентраційних столів.
9. Основні параметри (технологічні і конструктивні), що впливають на процес концентрації на столах.
10. Закономірності гвинтової сепарації.
11. Опишіть конструкції гвинтових апаратів.
12. Основні параметри (технологічні і конструктивні), що впливають на процес гвинтової сепарації.

9. ПРОТИТЕЧІЙНА ВОДНА СЕПАРАЦІЯ

Мета розділу: вивчення особливостей процесу протитечійної сепарації і машин для реалізації цього процесу.

9.1. ЗАГАЛЬНІ ДАНІ ПРО ПРОЦЕСИ

Протитечійна водна сепарація – гравітаційний процес, який застосовується для збагачення енергетичного вугілля, антрацитів, розубоженої гірничої маси відкритих розробок, крупнозернистих шламів і видалення породи з гірничої маси на шахтах і розрізах. Протитечійні гравітаційні апарати відрізняються характером розділення збагачуваного матеріалу, способами транспортування продуктів і принципами регулювання робочого режиму. При цьому, незважаючи на розходження в конструктивних особливостях сепараторів, в них реалізуються спільні принципи, що полягають в підвищенні ефективності розділення внаслідок рециркуляції частини збагачуваного матеріалу в межах робочої зони. Вихідний матеріал у всіх протитечійних апаратах розділяється на два продукти: концентрат і відходи. Сформовані в процесі сепарації зустрічні транспортні потоки продуктів розділення рухаються в межах робочої зони з заданими гідродинамічним опором їх відносному переміщенню при цьому потік легких фракцій є попутним потоку розділювального середовища, а важких – зустрічним. Робочі зони сепараторів являють собою закриті канали, які оснащені системою обтічних потоків однотипних елементів, що обумовлюють створення визначеним чином організованої системи вторинних течій і вихорів. В таких системах при визначених умовах вихідний матеріал розділяється за густиною, що значно перевищує густину розділювального середовища.

Протитечійна сепарація реалізується з використанням крутопохилих (КНС) і шнекових (СШ і СВШ) сепараторів.

Суттєвою відмітною властивістю протитечійних гравітаційних апаратів є наявність специфічної природної постелі, яка значно відрізняється від відомих аналогів гравітаційного збагачення. В робочій зоні апаратів цього типу накопичуються важкі зерна і зростки, і тут їх вміст виявляється значно більшим, чим в вихідному живленні. Природна постіль виконує роль важкої суспензії, на її підтримку витрачається додатковий градієнт тиску, що рівнозначно підвищенню густини середовища до деякого ефективного значення. Завдяки наявності взаємопроникних зустрічних потоків легких і важких фракцій природна постіль добре розпушена, а її довжина в напрямку сегрегації збагачуваного матеріалу достатньо велика. Крім того, природна постіль є саморегульованою, в ній краще гасяться випадкові засмічення і вона

менше чутлива до коливань навантаження і речовинного складу живлення.

Застійні зони зі зворотною циркуляцією і зворотні течії виникають в місцях зміни перетину проточної частини каналу. При цьому робота, що пов'язана з прирощенням кінетичної енергії в зоні звужування потоку в більшій мірі витрачається на створення вихорів. Утворення вихорів відбувається тим активніше, чим гірше обтікається перепона.

В потоках, що несуть тверді частинки, неоднорідності в геометрії обмежувальних поверхонь приводять до появи зон з рециркуляцією твердих частинок і створення дюн. Сприятливіші умови для розділення за густиною виникають, якщо в робочій зоні апарату енергія хаотичного руху несучого середовища значно перевищує енергію направленного руху. Таким чином, внаслідок неоднорідності геометрії апарату зворотні течії повинні індукуватись вже при максимальних витратах несучого середовища і ефект класифікації збагачуваних частинок за крупністю зменшиться, а за густиною – збільшиться.

При виборі раціонального робочого простору протитечійного гравітаційного сепаратора головними є умови подачі вихідного матеріалу і первинного збагачення в центральній частині апарату, умови протікання процесів перезбагачення в периферійних частинах робочої зони, можливість і межі регулювання процесу, надійність елементів конструкцій.

Ці умови враховані в конструкціях відцентрово-гравітаційних сепараторів СШ і СВШ, що функціонують при низьких значеннях фактора розділення, а також в сепараторах КНС, в яких найбільш повно реалізована ідея сортувального шару.

Шнекові сепаратори горизонтального і вертикального типів належать до класу збагачувальних апаратів, в яких підвищення густини розділення обумовлюється відставанням руху частинок збагачуваного матеріалу від руху розділювального середовища, а також дією додаткового градієнту тиску, що виникає при розбіжності векторів швидкостей частинок і середовища. Відставання руху частинок є результатом дії сил інерції і особливого характеру розрозділення окружних швидкостей в межах робочої зони. В цьому випадку ефективна густина розділення буде:

$$\Delta_e = \Delta V_c^2 / V_u^2, \text{ кг/м}^3, \quad (9.1)$$

де V_c, V_u – окружні швидкості розділювального середовища і твердої частинки, м/с; Δ – густина середовища, кг/м³.

Між ефективною густиною розділення і швидкістю руху частинок матеріалу існує зворотно пропорційна залежність. При визначених умовах виникає додаткова об'ємна сила, що направлена до центру кривизни гвинтового потоку; вона й визначає ефективність розділення.

В сепараторах КНС, на відміну від шнекових сепараторів, спостерігається керована взаємодія між транспортними потоками легкої і важкої фракцій по всій довжині їх контактування в робочій зоні. В умовах рівноваги частинок в нахиленому каналі, в якому створюються турбулентні збурювання потоку (напр., пластинами з перегородками), опір турбулентного потоку для одних і тих же частинок буде тим більше, чим більше задана інтенсивність турбулентності. Ця залежність може бути описана рівнянням уявної додаткової густини середовища:

$$\Delta_{\text{доп}} = dp / (gdl) = kN\Delta(V_{\text{max}}^2 - V^2) / (2g), \text{ кг/м}^3, \quad (9.2)$$

де $\Delta, \Delta_{\text{доп}}$ – густина середовища і уявна додаткова густина середовища, кг/м^3 ; dp/dl – додатковий перепад тиску на одиницю довжини каналу, Па/м ; k – коефіцієнт повноти турбулізації потоку; N – число перегородок на одиницю довжини каналу, м^{-1} ; V_{max}, V – швидкості потоку середовища: максимальна на рівні перегородок і середня, м/с ; g – прискорення вільного падіння, м/с^2 .

Це рівняння отримано з припущення, що турбулізація потоку введенням в нього регулярних перепон створює додатковий перепад тиску за рахунок переходу надлишкової кінетичної енергії на рівні перепон в енергію турбулентних вихорів.

9.2. КРУТОПОХИЛІ СЕПАРАТОРИ

Крутопохилі сепаратори використовуються для збагачення розбуженого вугілля, крупнозернистих шламів і механізації вибірки породи крупністю до 150 мм.

Крутопохилий сепаратор (рис.9.1) являє собою прямокутний короб 1, нахилений під кутом 46 – 54° до горизонту.

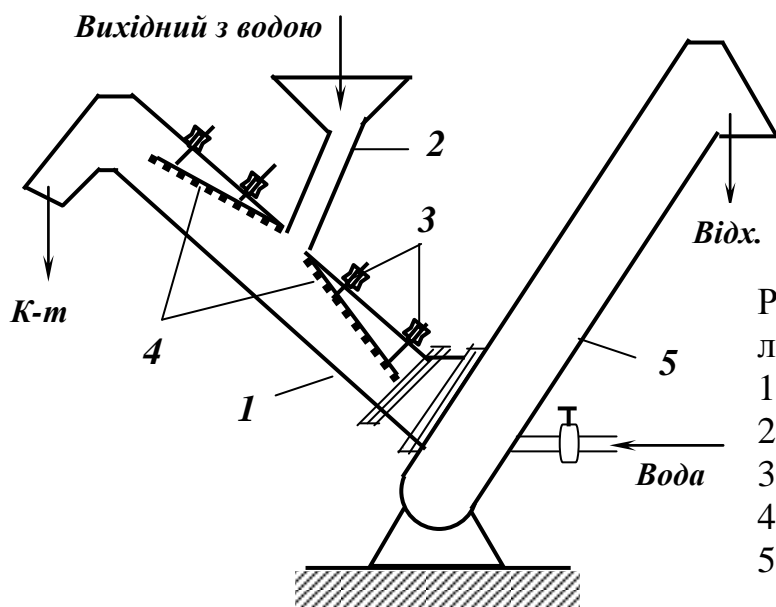


Рис. 9.1 – Схема крутопохилого сепаратора.

- 1 – робочий канал;
- 2 – завантажувальний жолоб;
- 3 – гвинтові регулятори;
- 4 – деки;
- 5 – елеватор.

У середині корпусу розташовано завантажувальний жолоб 2 для подачі в сепаратор вихідного матеріалу. На верхній кришці кожного із відділень закріплені гвинтові регулятори 3 дек 4, які обладнані зигзагоподібними перегородками. Деки, що фіксуються гвинтовими регуляторами, забезпечують необхідний перетин каналу у породному (нижньому) і концентратному (верхньому) відділеннях сепаратора. Крім того, зигзагоподібні перегородки на деках збільшують опір потоку у верхній частині каналу і створюють змінне по довжині і ширині поле швидкостей потоку, яке забезпечує сприятливі умови для розділення матеріалу в робочій зоні. Гідравлічний опір каналу залежить від висоти, взаємного розташування і форми геометрично подібних обтічних поперечних перегородок на деках, а також інтенсивності створення вихорів на їх кромках.

Вихідний матеріал з водою безперервно по завантажувальному жолобу 2 подається в центральну частину каналу 1. Одночасно у нижню частину каналу через опирач елеватора 5 надходить із заданою швидкістю вода. Важкі фракції випадають у придонний шар і рухаються назустріч потоку води. Легкі фракції виносяться потоком води угору і розвантажуються через зливний поріг сепаратора. Таким чином в сепараторі існують два потоки – висхідний і низхідний, які займають визначену площу перетину каналу.

Зони перегородок, що є ділянками локального збільшення швидкості потоку, крім того представляють собою багаторазово повторювані ділянки підвищеного розпушення матеріалу. Низхідний потік матеріалу, що несе важкі частинки, періодично розпушується і згущується, при цьому легкі частинки виділяються в зону висхідного потоку. Отак, по всій довжині робочого каналу сепаратора здійснюється протитечієвий процес розділення частинок переважно за густиною. При еквівалентності гідравлічного опору в зоні осадження важких частинок і перепаду тиску в зоні перегородок режим сепарації – оптимальний.

Ефективність роботи крутопохилого сепаратора залежить від ряду постійних і змінних параметрів. Постійні параметри – кут нахилу корпусу сепаратора (вибирається перед монтажем) і положення рухомих дек (підбирається в період настройки режиму роботи сепаратора). Змінним (оперативним) параметром є витрата води, що подається в завантажувальну лійку з вихідним матеріалом і надходить у опирач елеватора.

Кут нахилу корпусу сепаратора визначає ступінь розпушення матеріалу в робочій зоні. При збагаченні крупних класів і вугілля, класифікованого за вузькою шкалою, кут нахилу повинен бути більшим, ніж при збагаченні некласифікованого вугілля і вугілля, що не знешамлене.

Положення рухомих дек визначає прохідний перетин робочого каналу в концентратній і породній зонах сепаратора. Від їх положення залежать продуктивність сепаратора, показники процесу розділен-

ня, а також відносні витрати води на переробку вихідного матеріалу при оптимальному навантаженні.

Об'єм води, що надходить в завантажувальну лійку і опирач елеватора, визначає поле швидкостей в різних перетинах робочого каналу. Витрати води повинні відповідати пропускній спроможності перетинів у концентратній і породній зонах каналу. Співвідношення потоків необхідно вибирати таким чином, щоб підтримувати задану густину розділення в робочій зоні на постійному рівні. Відповідний вибір регульованих параметрів дозволяє забезпечити в сепараторі при збагаченні крупних класів робочі швидкості 0,5 – 0,7 м/с, при збагаченні дрібних класів – 0,2 – 0,3 м/с.

Технічні характеристики крутопохилих сепараторів наведені в табл. 9.1.

Таблиця 9.1 – Технічні характеристики крутопохилих сепараторів

Параметр	КНС-54	КНС-58	КНС-104	КНС-108
Продуктивність, т/год:				
мінімальна	25	50	50	100
максимальна	75	150	150	250
Максимальна крупність вихідного матеріалу, мм	40	100	50	150
Витрати води, м ³ /т	3,5 – 5	3,5 – 5	3,5 – 5	3,5 – 5
Габарити каналу, мм:				
довжина	5300	5300	5300	5300
ширина	500	500	1000	1000
висота	400	800	400	800
Маса, т	1,9	3,2	3,2	3,6

У крутопохилих сепараторах досягається рівномірне збагачення по всім класам крупності аж до класу 0 – 3 мм. Засмічення крупного концентрату не перевищує 2%, дрібного – 3 %.

9.3. ШНЕКОВІ СЕПАРАТОРИ

Шнекові сепаратори використовуються для збагачення енергетичного вугілля крупністю 6 – 25 і 13 – 100 мм.

Сепаратор шнековий горизонтальний СШ-15 (рис. 9.2) складається з циліндричного корпусу 1, шнека 2, рами 8 і привода 3. У верхній частині корпусу знаходиться завантажувальна лійка 4 для подачі вихідного матеріалу. У нижній частині розташована лійка 5 для розвантаження породи. Концентрат розвантажується через тангенціальну лійку 6 у верхній частині корпусу. Вода в апарат подається через тангенціальний патрубок 7 і рухається по гвинтовому каналу, що ство-

рюється внутрішньою стінкою корпуса і шнеком, у напрямку руху гвинтового потоку. Обертання шнека суттєво перерозподіляє профіль швидкостей водного потоку. Ця швидкість і швидкість обертання шнека підбираються так, щоб ефективність розділення вихідного матеріалу була найбільшою при мінімальних витратах води.

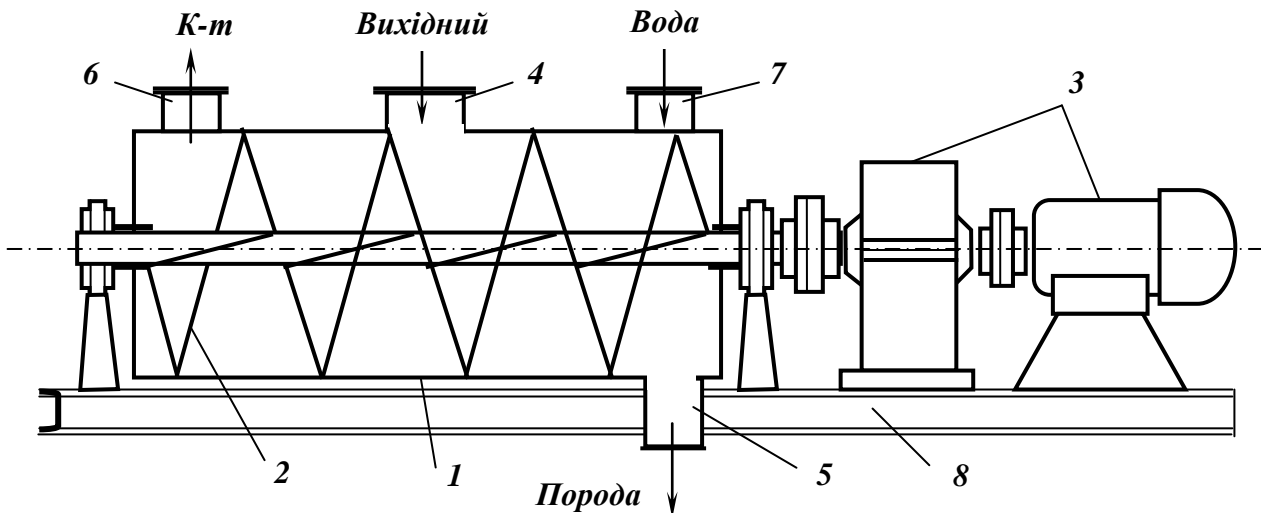


Рис. 9.2 – Схема горизонтального шнекового сепаратора.

1 – корпус; 2 – шнек; 3 – привод; 4 – завантажувальна лійка; 5 – лійка розвантаження породи; 6 – лійка розвантаження концентрату; 7 – тангенціальний патрубок введення води; 8 – рама.

Вихідний матеріал подається через завантажувальну лійку у середину робочої зони сепаратора, де на ділянці один-півтора витка здійснюється основне збагачення і формування двох транспортних потоків, що спрямовані у протилежні боки – до концентратної і породної розвантажувальних лійок.

Частинки матеріалу рухаються у сепараторі за складними гвинтовими траєкторіями, при цьому частота їх обертання навколо валу шнека визначається густиною і крупністю. Частинки, у яких частота обертання близька до частоти обертання водного потоку, переміщуються разом з ним до концентратної лійки. Частинки, у яких частота обертання менше частоти обертання водного потоку, а також ті, що випали зі зваженого потоку на дно і придонні ділянки біля стінок сепаратора, з різною швидкістю транспортуються шнеком до породної лійки. Зони робочого каналу по обидва боки від завантажувальної лійки виконують функції перечислених. Ефективність перезбагачення визначається інтенсивністю обмінної взаємодії частинок матеріалу на кожному витку робочого каналу. Густина розділення визначається головним чином витратами води, частотою обертання шнека і навантаженням на сепаратор.

Переваги сепаратора СШ-15 полягають в простоті конструкції і можливості регулювання густини розділення; недоліки – в швидкому

зносі корпуса і шнека, що порушує криволінійний потік, і в складності ремонту.

Сепаратор шнековий горизонтальний СШ-15П розроблений з метою усунення недоліків сепаратора СШ-15.

Корпус цього сепаратора складається з трьох робочих і двох розвантажувальних секцій. Шнек сепаратора укорочений на 650 мм без зміни довжини робочої зони. Витки шнека, що швидко зношуються, виконані знімними, а їх зовнішні кромки футеровані пластинами зі зносостійкого чавуну. Труба шнека також захищена сталевими накладками. Конструкцією сепаратора СШ-15П передбачений мінімальний кільцевий зазор (3 мм) між стінкою корпусу і кромкою шнека, що в значній мірі запобігає заклинюванню шнека. Зміни в конструкції сепаратора СШ-15П дозволяють збільшити термін його міжремонтного циклу в 1,5 – 2 рази в порівнянні з сепаратором СШ-15.

Сепаратор шнековий вертикальний СВШ-15 (рис. 9.3) відрізняється від горизонтального завантаженням вихідного матеріалу через порожній вал і приводом, що розташований знизу.

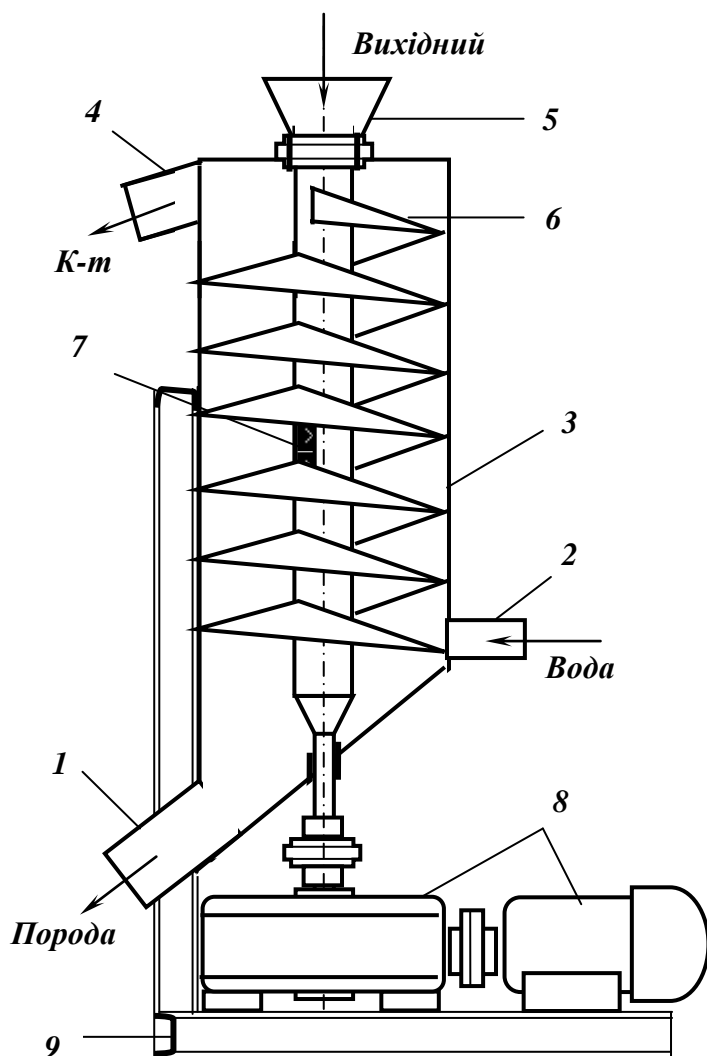


Рис. 9.3 – Схема вертикального шнекового сепаратора.

- 1 – лійка розвантаження породи;
- 2 – тангенціальний патрубок введення води;
- 3 – корпус;
- 4 – лійка розвантаження концентрата;
- 5 – завантажувальна лійка;
- 6 – шнек;
- 7 – завантажувальне вікно;
- 8 – привод;
- 9 – рама.

Сепаратор СВШ-15 складається з циліндричного корпусу 3, шнека 6 і привода 8. В середній частині валу прорізані два завантажувальних вікна 7, через які матеріал надходить у сепаратор. Вода подається через тангенціальний патрубковий 2 таким чином, щоб напрямки обертання шнека і водного потоку збігалися.

Вода з нижньої частини сепаратора рухається вгору по гвинтовому каналу, що створений внутрішньою стінкою корпусу, валом і лопаттю шнека. Зверху через порожній вал шнека подається вихідний матеріал. При переміщенні по криволінійним траєкторіям легкі зерна вугілля, густина яких менше густини розділення, виштовхуються до валу шнека і виносяться спіральним висхідним водним потоком до розвантажувальної концентратної лійки 4. Важкі зерна під дією відцентрової і гравітаційної сил рухаються по нахиленій поверхні лопаті шнека в напрямку до породної лійки 1.

Параметрами регулювання процесу в сепараторі СВШ-15, як і в горизонтальному, є: витрати води, частота обертання шнека і навантаження сепаратору.

Сепаратор шнековий вертикальний СВШ-15М (модернізований варіант) відрізняється від сепаратора СВШ-15 конструкцією корпусу, що виконаний з чотирьох циліндричних секцій, збільшеним прохідним перетином завантажувальної труби і розвантажувальних лійок, підвищеною зносостійкістю шнека.

Технічні характеристики шнекових сепараторів наведені в табл. 9.2.

Таблиця 9.2 – Технічні характеристики шнекових сепараторів

Параметр	СШ-15	СШ-15П	СВШ-15	СВШ-15М
Максимальна продуктивність, т/год	120	200	150	150
Крупність вихідного матеріалу, мм	6 – 100	3 – 150	6 – 150	6 – 150
Шнек:				
діаметр, мм	1500	1450	1495	1498
крок, мм	500; 600; 750	750; 900	750	750
частота обертання, хв ⁻¹	10 – 35	10 – 25	10 – 25	15 – 25
кут нахилу, град.	—	—	45	45
Потужність електродвигунів, кВт	13; 22	13; 22	10	13
Габарити, мм:				
довжина	8300	7360	2500	2400
ширина	2000	2080	2470	2250
висота	2200	2020	6700	6720
Маса, т	15	12	10,8	9,6

Протитечійна водна сепарація характеризується порівняно низькими капітальними та експлуатаційними затратами, простотою компонувальних рішень і високою ефективністю процесу.

Контрольні запитання

- 1. Область застосування процесу протитечійної сепарації.*
- 2. Особливості процесу протитечійної сепарації.*
- 3. Опишіть конструкцію, принцип дії і параметри регулювання крутопохилих сепараторів.*
- 4. Опишіть конструкцію, принцип дії і параметри регулювання шнекових сепараторів.*

10. ПРОЦЕСИ РОЗДІЛЕННЯ В ПОВІТРЯНОМУ СЕРЕДОВИЩІ

Мета розділу: вивчення закономірностей процесу і машин для розділення в повітряному середовищі.

10.1. ТЕОРЕТИЧНІ ОСНОВИ ПНЕВМАТИЧНИХ ПРОЦЕСІВ

Пневматичними називаються процеси розділення суміші мінеральних частинок за густиною (збагачення) і крупністю (класифікація) в розділовому середовищі, що розпушується висхідним або пульсуючим струменем повітря.

Пневматичні процеси відбуваються у відповідності з законами гравітаційного розділення. Рух тіл у повітряному середовищі аналогічний руху тіл у рідині, суттєва відмінність повітряного середовища від водного – низька густина $\Delta = 1,23 \text{ кг/м}^3$ і мала в'язкість $\mu = 1,8 \cdot 10^{-5} \text{ Па} \cdot \text{с}$. Повітряне середовище створює незначний опір руху зерен в порівнянні з водою, що приводить до збільшення кінцевої швидкості. В цьому випадку формули для визначення швидкості вільного падіння (2.15) – (2.17) набувають вигляду:

– в турбулентному режимі ($d > 2 \text{ мм}$):

$$V_0 = 4,61 \cdot \sqrt{d\delta}, \text{ м/с}, \quad (10.1)$$

– в перехідному режимі ($0,1 \leq d \leq 2 \text{ мм}$):

$$V_0 = 40,6d \cdot \sqrt[3]{\delta^2}, \text{ м/с}, \quad (10.2)$$

– в ламінарному режимі ($d < 0,1 \text{ мм}$):

$$V_0 = 30278 \cdot d^2 \delta, \text{ м/с}. \quad (10.3)$$

Для визначення швидкості стислого руху використовують звичайно формулу Ханкока:

$$V_{cm} = V_0 \Theta^2, \text{ м/с}. \quad (10.4)$$

Час досягнення кінцевої швидкості руху зерна в повітрі значно більше, ніж у воді, і визначається за формулою:

$$t_0 = 2,5V_0 / g, \text{ с}. \quad (10.5)$$

Коефіцієнт рівнопадання визначається без урахування густини середовища:

$$e = (\delta_2 / \delta_1)^n, \quad (10.6)$$

Величина коефіцієнта рівнопадання у повітряному середовищі в 2 – 3 рази менша, ніж у водному, тому при розділенні у повітряному середовищі шкала класифікації повинна бути більш вузькою.

При пневматичному збагаченні на шар збагачуваного матеріалу (постіль), що знаходиться на перфорованому решеті, діє безперервний або пульсуючий потік повітря. Аеродинамічний тиск висхідного потоку повітря в будь якій точці постелі визначається за формулою:

$$p_n = (1 - \Theta) \Delta_{cp} u^2 h g / \Theta^4 V_0^2, \text{ Па}, \quad (10.7)$$

де Δ_{cp} – середня густина постелі, кг/м³; u – швидкість потоку повітря, м/с; h – товщина постелі, м.

Початок розпушення постелі спостерігається при аеродинамічному тиску рівному тиску стовпа матеріалу на робочій поверхні збагачувального апарату:

$$p_0 = (1 - \Theta_0) \Delta_{cp} h_0 g, \text{ Па}, \quad (10.8)$$

де Θ_0, h_0 – коефіцієнт розпушення і товщина постелі в зімкненому (стисненому) стані.

При $p_n = p_0$ для мінімальної швидкості потоку повітря маємо:

$$u_0 = V_0 \Theta_0^2, \text{ м/с}. \quad (10.9)$$

Особливість процесу пневматичного збагачення полягає в тому, що він відбувається при коефіцієнті розпушення постелі значно більшому, ніж при гідравлічній відсадці, що обумовлюється важчими умовами транспортування продуктів розшарування по робочій поверхні.

Для забезпечення нормальної роботи апаратів пневматичного збагачення тиск повітря повинен бути не менше 50 – 80 Па на кожний сантиметр товщини постелі. Умови відносного переміщення елементарного об'єму частинок у постелі можуть бути отримані з рівності сили ваги цього об'єму і сили аеродинамічної дії висхідного потоку повітря ($G_0 = P$):

$$G_0 = (1 - \Theta) \delta F h g, \quad (10.10)$$

$$P = (1 - \Theta) \Delta_{cp} F h g, \quad (10.11)$$

$$l = \frac{dV}{dt} = \frac{\delta - \Delta_{cp}}{\delta} \cdot g, \quad (10.12)$$

де F – площа поперечного перетину елементарного об'єму постелі, м^2 , l – відносне переміщення елементарного об'єму частинок у постелі, м .

З формули (10.12) видно, що відносне переміщення частинок в постелі і їх розшарування залежать в основному від густини. При $\delta \neq \Delta_{cp}, l \neq 0$ – частинки переміщуються в низ постелі; при $\delta \neq \Delta_{cp}, l \neq 0$ – частинки переміщуються вгору постелі; при $\delta = \Delta_{cp}, l = 0$ – частинки будуть знаходитися в постелі у зваженому стані. Утриманню кожного шару постелі, що сформувався, у зваженому стані відповідає строго визначена швидкість висхідного потоку повітря.

Процеси пневматичного збагачення характеризуються спрощеною технологією, їх переваги полягають в простоті схем збагачення, менших капітальних витратах, собівартості процесу і енергоємності, одержанні сухих продуктів збагачення і відсутності потреб у воді та операції зневоднення. Основні недоліки пневматичних процесів: вологість збагачуваних матеріалів не повинна перевищувати 5 %, їх збагачуваність повинна бути легкою, точність розділення – низька. Низьку ефективність процесу обумовлюють необхідність ведення процесу пневматичного збагачення при великих значеннях коефіцієнта розпушення і малій густині повітря. Тому пневматичні процеси мають обмежене застосування – переважно для збагачення бурого та легкозбагачуваного кам'яного вугілля, азбесту і деяких інших корисних копалин з малою густиною. Застосування пневматичних процесів збагачення доцільне в суворих кліматичних районах або в районах з нестачею води, а також при переробці корисних копалин, що містять породу, яка легко розмокає з утворенням значного об'єму шламів, внаслідок чого порушується процес розділення.

Пневмокласифікація широко використовується в циклах сухого подрібнення і приготування пилоподібного палива, в схемах знепилення і пиловловлення. Крупність розділення при пневмокласифікації складає від 0,005 до 1,5 мм.

10.2. ПНЕВМОКЛАСИФІКАЦІЯ

На збагачувальних фабриках процес пневмокласифікації застосовується для пиловловлення і знепилення.

В повітряних класифікаторах, як правило, розділення здійснюється на два продукти: крупний і дрібний. Якщо необхідно одержати декілька продуктів різної крупності, послідовно встановлюють декілька пневмокласифікаторів.

Джерелом утворення промислового пилу на збагачувальних фабриках є дрібніші мінеральні частинки, що містяться у корисній копалині, а також утворюються при її дробленні і сухому подрібненні. Розсівання пилу у повітря промислових приміщень відбувається при роботі механічного обладнання і залежить від властивостей сировини, її вологості, герметичності захисних кожухів у обладнання і наявності надлишкового тиску під цими кожухами. Особливо сильне пилоутворення відбувається при дробленні і сухому подрібненні, грохоченні, пневматичному збагаченні, сухій магнітній сепарації, електросепарації, транспортуванні сухих продуктів по жолобах і трубах, в місцях перевантаження сухих продуктів, при роботі сушильних апаратів і т.д. Вміст пилу у повітрі характеризується масовою кількістю пилу в одиниці об'єму і вимірюється у мг/м^3 .

Залежно від крупності твердих частинок розрізняють такі категорії пилу:

- *крупний пил* з частинками розміром від 100 до 500 мкм легко осаджується під дією сили ваги і майже не міститься у повітрі робочих приміщень збагачувальних фабрик;

- *дрібний пил* з частинками розміром від 10 до 100 мкм створює у повітрі стійки зависі, при очищенні повітря вловлюється у відцентрових апаратах, рукавних фільтрах і мокрих пиловловлювачах;

- *тонкий пил* з частинками розміром від 0,1 до 10 мкм під дією сили ваги осаджується дуже повільно, у повітрі створює стійки зависі, уловлюється у фільтрах і мокрих пиловловлювачах;

- *дуже тонкий пил* з частинками розміром менше 0,1 мкм під дією сили ваги не осаджується, уловлюється у електрофільтрах і частково у мокрих пиловловлювачах.

Знепилення і пиловловлення – процеси видалення пилу з корисної копалини або продуктів збагачення. При цьому з продукту виділяється клас визначеної крупності, звичайно клас 0 – 0,5 мм.

Застосування знепилення обумовлено тим, що при пневмозбагаченні пил знижує ефективність розділення, рівномірно розподіляючись між концентратом і відходами. Використання знепилення дозволяє зменшити навантаження на збагачувальні і зневоднюючі машини і підвищити якість продуктів збагачення. Знепилення здійснюється або сухим способом – знепиленням, або мокрим – знешламленням.

Знепилення і пиловловлювання здійснюється в апаратах різної конструкції, ефективність роботи яких оцінюється показником ступеня пиловловлювання (знепилення) E , що виражається відношенням кількості вловленого пилу до його кількості у вихідному продукті:

$$E = (\gamma_{\text{вих}} - \gamma_{\text{оч}}) \cdot 100 / \gamma_{\text{вих}}, \quad (10.13)$$

де $\gamma_{\text{вих}}$ – вміст пилу у повітрі, що надходить на очищення, мг/м^3 ;
 $\gamma_{\text{оч}}$ – вміст пилу у повітрі після очищення, мг/м^3 .

Продукти збагачення звичайно знепилюють двома способами: мокрим (на грохотах і у гідроциклонах) і сухим (на грохотах і повітряних класифікаторах).

Мокре знепилення (знешламлення) практично не відрізняється від підготовчих процесів на грохотах і у гідроциклонах. Основна особистість знепилення на грохотах – використання сит з відносно дрібними отворами.

Знепилення повітряною класифікацією здійснюється у вертикальних, горизонтальних і комбінованих потоках (рис. 10.1).

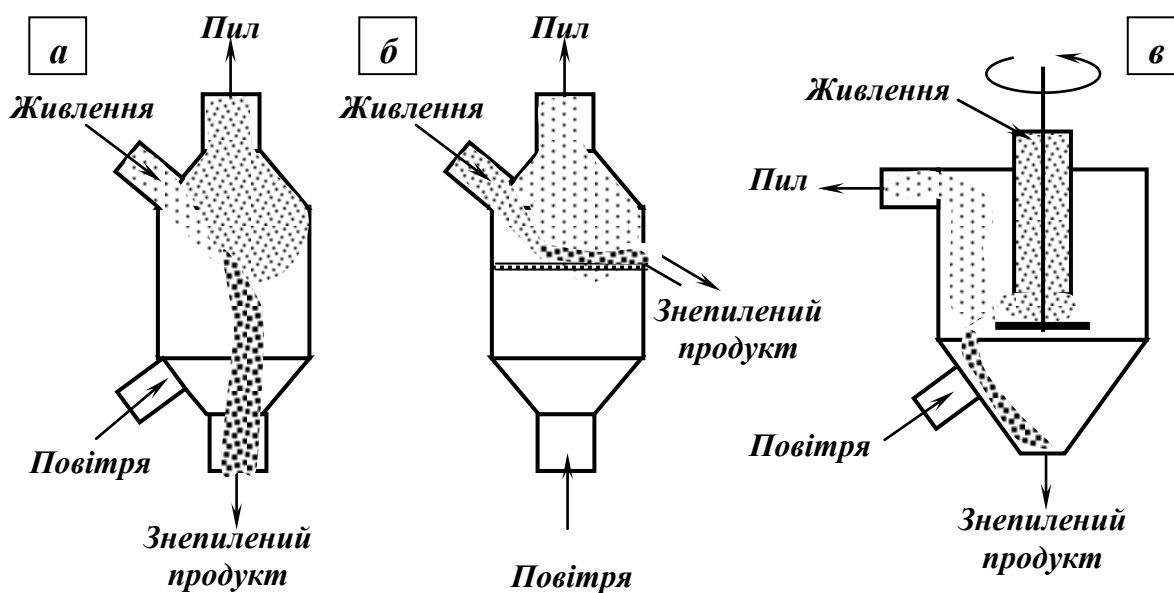


Рис.10.1 – Схеми знепилення у вертикальному (а), горизонтальному (б) і комбінованому (в) потоках матеріалу в повітряних класифікаторах.

Сухе знепилення в повітряних класифікаторах–знепилювачах здійснюється повітряним струменем, що пропускається крізь шар рухомого матеріалу. При цьому повітряний потік захоплює дрібні частинки і відносить їх до системи пиловловлення. Крупні частинки, що випадають з повітряного потоку, надходять у збірник знепиленого продукту. Розрізняють відцентрові, камерні, жалюзійні, вібраційні та інші типи знепилювачів, але найбільше застосування у практиці збагачення знайшли відцентрові знепилювачі.

У відцентровий знепилювач (рис. 10.2) вихідний матеріал через лійку 1 надходить на диск 2, що обертається. Під дією відцентрової сили матеріал скидається з диска до стінок внутрішньої камери 3 і зсипається по жалюзі 4 у внутрішній конус 5. Тут матеріал піддають дії висхідного повітряного потоку, що створюється вентилятором 6. Ротор останнього приводиться в рух валом 7 сумісно з диском 2. Час-

тинки пилу захоплюються повітряним потоком, надходять на лопатки ротора вентилятора і викидаються ними до стінок зовнішньої циліндричної камери 8. Пилові частинки рухаються по спіралі вниз у конічну частину зовнішньої камери 9 до розвантажувального патрубку 10 і виводяться з апарату. Знепилений продукт зі знепилювача видаляється через конус 5 і патрубок 11. Повітря, що викидається вентилятором у зовнішню камеру, по спіралі спускається вниз, проходить через жалюзі 4, повертається у камеру 3 і направляється крізь шар матеріалу у вентилятор 6. Таким чином, повітря циркулює у знепилювачі і він одночасно є ще й пиловловлювачем.

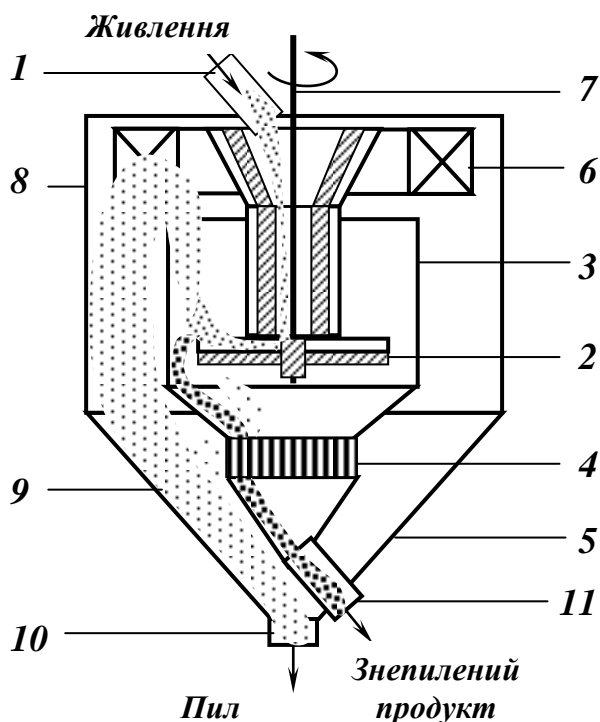


Рис. 10.2 – Схема відцентрового знепилювача.

1 – завантажувальна лійка; 2 – диск; 3 – циліндрична частина внутрішньої камери; 4 – жалюзі; 5 – конічна частина внутрішньої камери; 6 – вентилятор; 7 – вал; 8 – циліндрична частина зовнішньої камери; 9 – конічна частина зовнішньої камери; 10, 11 – розвантажувальні патрубки.

Ефективність роботи відцентрового знепилювача залежить від швидкості руху повітряного потоку через внутрішню камеру – з її збільшенням підвищується виловлення пилу у пиловий продукт, але з ним можуть виноситися і крупні частинки. Ефективність роботи знепилювача залежить також і від вологості вихідного продукту: при вологості 5 % – ефективність знепилення складає 70 – 80 % , а при збільшенні вологості – знижується до 25 – 30 % . Крім того, важливою умовою ефективної роботи знепилювача є його повна герметизація від підсмоктувань атмосферного повітря.

Як збагачувальний апарат відцентровий знепилювач застосовується при збагаченні азбесту, частинки якого значно легші породних і виносяться з апарату у зваженому стані в пиловловлюючі циклони.

Для очищення запиленого повітря і газу на збагачувальних фабриках застосовують механічні і електричні способи пиловловлення. До механічних належать способи, що використовують силу ваги, відцентрову силу, фільтрування через пористу перегородку і зрошення запиленого повітря водою. Вибір способу пиловловлення залежить від властивостей і цінності пилу, що вловлюється, необхідного ступеня очищення, температури повітря або газу, що очищується і т.п.

Камерні пиловловлювачі (рис. 10.3) призначені для виділення крупного пилу (більше 100 мкм) з потоків запилених газів. Потік газу при попаданні в осаджувальну камеру, що має значно більшу площу поперечного перетину, різко знижує швидкість руху і частинки пилу під дією сили ваги осаджуються у нижню частину камери, звідки вивантажуються тим або іншим способом.

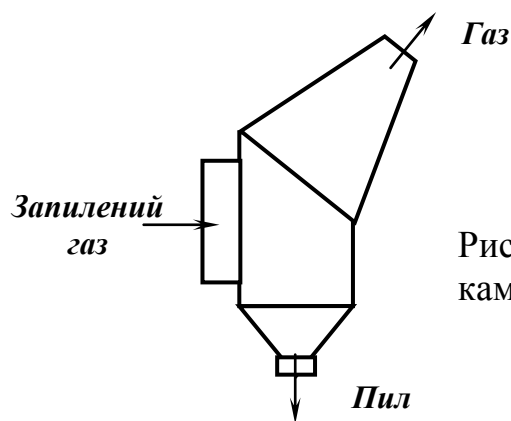


Рис. 10.3 – Схема пилоосаджувальної камери.

Очищений від крупного пилу газ виходить з камери у подальшу стадію пиловловлення. Ефективність пиловловлення цих апаратів складає 40 – 60 % . Пиловловлюючі камери дуже громіздкі, тому застосовуються обмежено (напр., як розвантажувальні камери барабанних сушарок).

Циклони (рис. 10.4) належать до пиловловлювачів інерційного типу і призначені для вловлення пилу крупністю більше 10 мкм. Принцип дії циклонів складається у тому, що пилогазова суміш подається по дотичній до внутрішньої поверхні циліндричної частини корпусу і рухається по гвинтовій лінії зверху униз.

Частинки пилу під дією відцентрових сил притискаються до внутрішніх стінок циклону і під дією газового потоку та сили ваги рухаються по спіралі униз, де розвантажуються через спеціальний насадок у конічній частині циклону. Очищене від пилу повітря видаляється через осьовий патрубок у верхній частині циклону. Ефективність очищення повітря у циклонах складає 60 – 80 % .

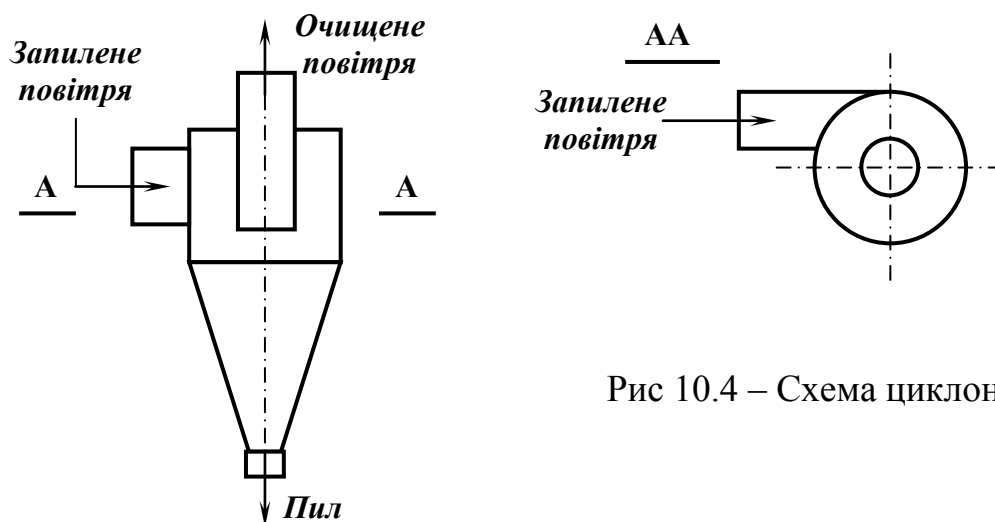


Рис 10.4 – Схема циклону.

Батарейні циклони призначені для виділення пилу крупністю до 5 мкм і являють собою агрегати, що складаються з окремих невеликого розміру циклонів, які функціонують паралельно. Застосовують батарейні циклони різні за конструкцією, розмірами, способом підводу газу і т.д.

Пневмокласифікатор «Зиг-Заг» (рис. 10.5) являє собою систему каналів прямокутного перетину. Канали нахилені під кутом 60° до горизонту і змінюють напрям у кожному ступені. Пил видаляється при пересипанні матеріалу з полицки на полицку. Ефективність пиловідділення складає 60–70 %.

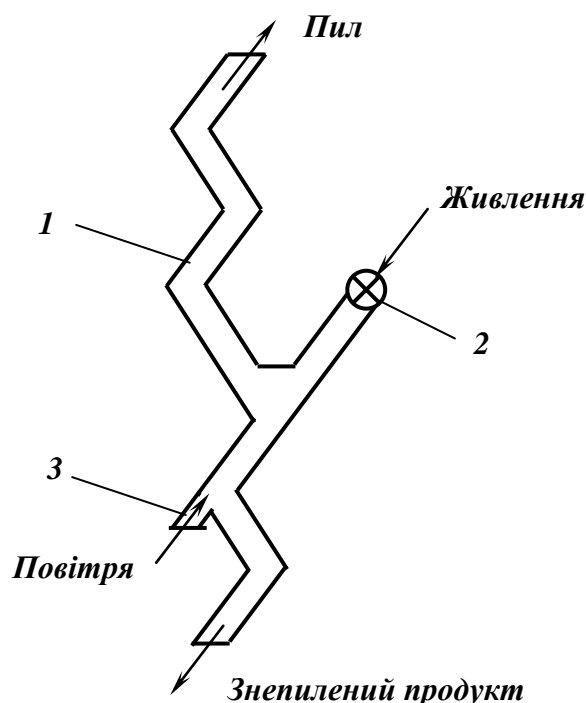


Рис. 10.5 – Схема пневмокласифікатора «Зиг-Заг».

- 1 – робочий канал;
- 2 – пневмозатвор;
- 3 – повітряний патрубок.

Пневмокласифікатор «Зиг-Заг» використовують також при збагаченні слюдяної руди. Плоскі частинки слюди значно легші, ніж пуста порода, тому регулюванням потоку повітря створюються умови для виносу частинок слюди вгору і опускання частинок породи вниз.

Відцентровий пневмокласифікатор (рис. 10.6) призначений для роботи в замкненому циклі з млинами в схемах приготування пиловугільного палива.

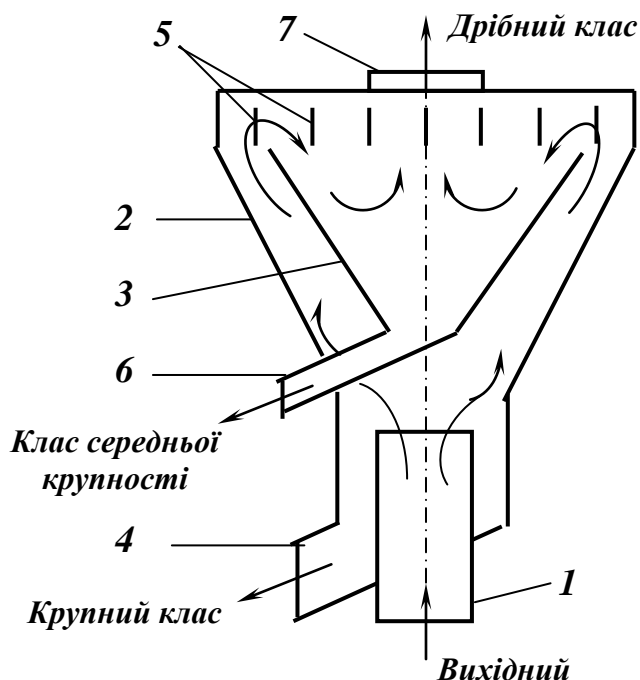


Рис. 10.6 – Схема відцентрового пневмокласифікатора.

- 1 – живильна труба;
- 2 – зовнішній конус;
- 3 – внутрішній конус;
- 4, 6, 7 – розвантажувальні патрубки;
- 5 – направляючі лопатки.

Вихідний матеріал (аеросуміш) в класифікатор подається повітрям знизу по трубі 1 зі швидкістю 18 – 20 м/с, що забезпечує підймання частинок вугілля крупністю до 5 мм. При виході з живильної труби швидкість аеросуміші знижується до 4 – 6 м/с. Найбільш крупні частинки випадають з потоку, осаджуються на внутрішній поверхні конуса 1 і самопливом повертаються у млин патрубком 4. Дрібні частинки виносяться потоком в верхню частину конуса і при переході через тангенційно встановлені лопатки 5, одержують радіальний рух. Далі процес розділення відбувається у відцентровому полі. Клас середньої крупності за допомогою патрубків 6 приєднується до крупного класу, а готовий дрібний продукт виносяться потоком повітря через патрубок 7.

10.3. ПНЕВМАТИЧНЕ ЗБАГАЧЕННЯ

Пневмозбагачення здійснюється в пневматичних сепараторах і пневматичних відсаджувальних машинах.

Пневматичні сепаратори використовують для збагачення вугілля крупністю 6(13) – 50(75) мм легкої збагачуваності.

Пневматичний сепаратор СП-106 (рис. 10.7) складається з односкатної деки 1, яка розділена на три поля; дифузорові 3 для подачі повітря під деку; рами 4 і поворотної рами 5, похилих опор 6 і привода 7 сепаратора.

На деці, що покрита рашпільними ситами з отворами трикутної форми розміром 3 мм, укріплені рифлі 2, розташовані під кутом до осі сепаратора. Дека розділена на три поля, під якими змонтовані дифу-

зори 3, з'єднані повітропроводом 9 з вентилятором 10. Пульсуючий висхідний потік створюється пульсаторами 8, під якими встановлені дросельні заслінки, що призначені для регулювання подачі повітря під кожне поле.

Над декою встановлений витяжний зонт 11.

Привод 7 сепаратора, установлений на рамі 4, надає коробу з декою зворотно-поступального руху. Для урівноваження сил інерції коливальних мас коробка на ексцентрикових валах привода насаджені дебаланси.

Регулювання подовжнього кута нахилу деки здійснюється підйомом або опусканням поворотної рами за допомогою механізму 12.

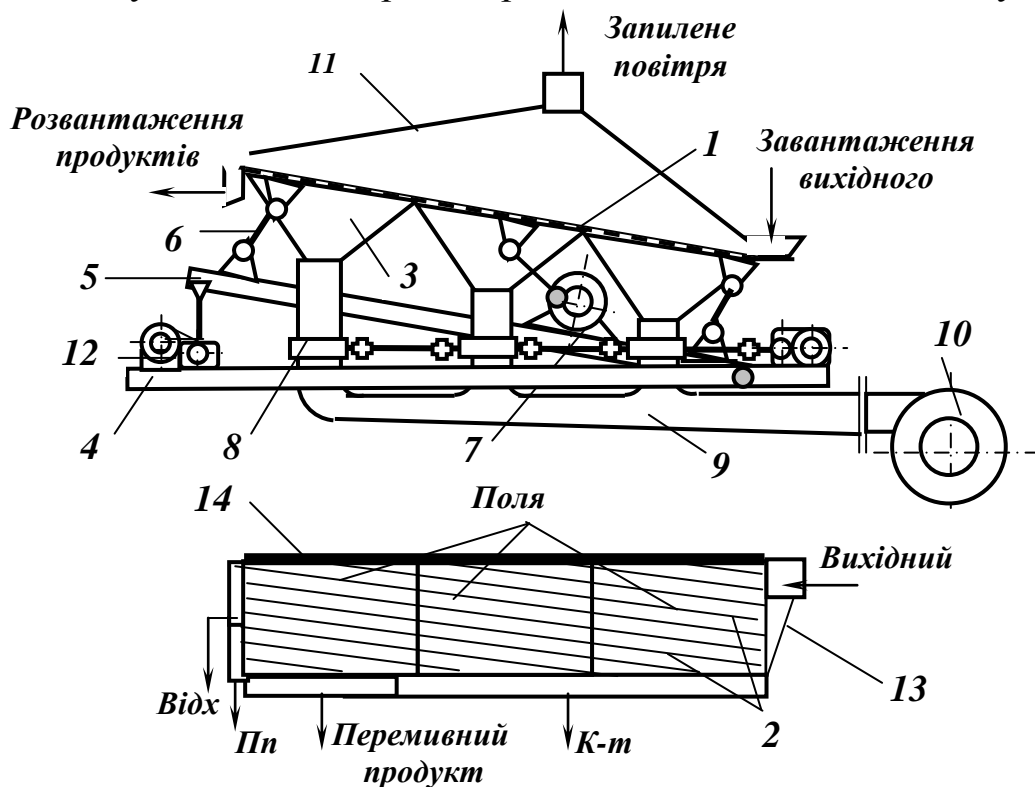


Рис. 10.7 – Схема повітряного сепаратора.

1 – дека; 2 – рифлі; 3 – дифузори; 4 – рама; 5 – поворотна рама; 6 – похилі опори; 7 – привод сепаратора; 8 – пульсатори; 9 – повітропровод; 10 – вентилятор; 11 – витяжний зонт; 12 – підйомний механізм; 13 – завантажувальний лотік; 14 – відбійний брус.

Вугілля через завантажувальний лотік 13 подається в нижню зону деки сепаратора. Під дією висхідного пульсуючого повітряного струменя і коливань деки матеріал розшаровується за густиною і крупністю.

Зерна вугілля, займаючи верхні шари постелі, скочуються через рифлі в поперечному напрямку і розвантажуються уздовж бортів напівдек. Порода осаджується в жолобках між рифлями і переміщається під дією коливальних рухів коробка до середини деки до відбійного бруса 14, а потім уздовж його до прийомного жолоба. На робочій поверхні утворюється віяло продуктів збагачення (рис. 10.8)

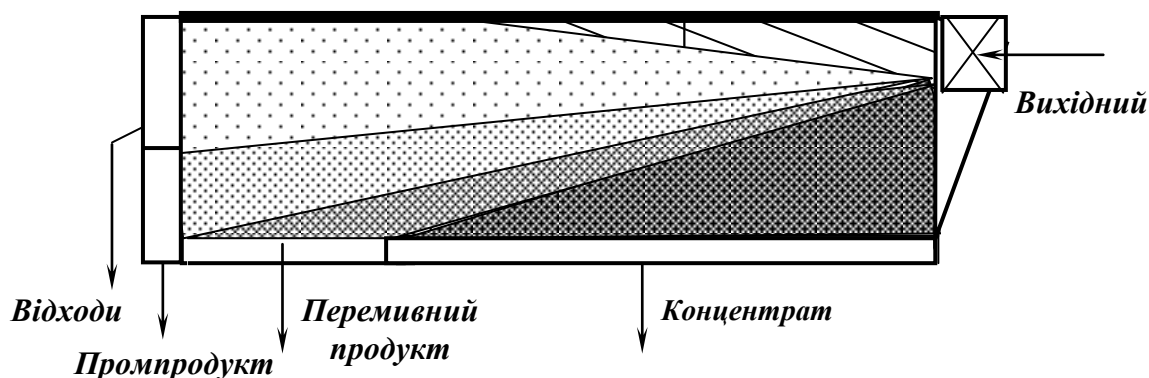


Рис. 10.8 – Схема розподілу продуктів на деці пневматичного сепаратора.

За час сепарації деяка частина матеріалу не встигає розділитися і видаляється з деки у вигляді механічної суміші зерен різної густини і крупності. Ці зерна створюють перемивний продукт і підлягають перезбагаченню разом з вихідним матеріалом.

Сепаратор СП-112 від сепаратору СП-106 відрізняється тільки величиною площі робочої поверхні і відповідно більшою продуктивністю.

Сепаратори УШ-3, СПК –40, СПК-40А, СПК-40М, СПБ –100, СПБ-100М, ОСП –100 з виробництва зняті.

Розроблено новий пневмовібраційний *сепаратор ПВМ*, призначений для збагачення вугілля, руд і інших сипких матеріалів густиною до $2,8 \text{ т/м}^3$, крупністю до 75 мм і вологістю до 8 %. Він, у порівнянні з іншими сепараторами, має простішу конструкцію приводу, меншу металоємність, дозволяє оперативно регулювати вібродинамічний режим і є більш зручним в експлуатації і ремонті.

Технічні характеристики пневмосепараторів наведені в табл.10.1.

Пневматичні відсаджувальні машини використовують для збагачення дрібного вугілля крупністю до 13 мм і вологістю не вище 5 %.

Відсаджувальна машина ПОМ-2А (рис. 10.9) складається з герметичного корпусу 1, у якому під кутом $10 - 11^\circ$ до горизонту встановлене нерухоме решето 2. Під першим решетом змонтоване друге решето 3 з отворами 6x12 мм для рівномірного розподілення повітря. Проміжок між решетами розділено перегородками на відсіки і заповнено фарфоровими кулями 4 діаметром 14 мм (штучна відсаджувальна постіль). По довжині робоча поверхня складається з трьох основних полів (породного, промпродуктового і концентратного) і додаткового поля попереднього розділення. Поля відділяються одне від одного розвантажувальними камерами 5, які обладнані секторними за-

творами 6 і шнеками 7. Простір під решетами являє собою розподільчу повітряну камеру, до якої повітря надходить від вентилятора. Витрати повітря регулюються дросельними заслінками 12. Пульсації повітря створюються ротаційними пульсаторами 8. Розрівнювання вихідного матеріалу, що надходить у відсаджувальну машину, здійснюється шарнірно підвішеною зональною плитою 9.

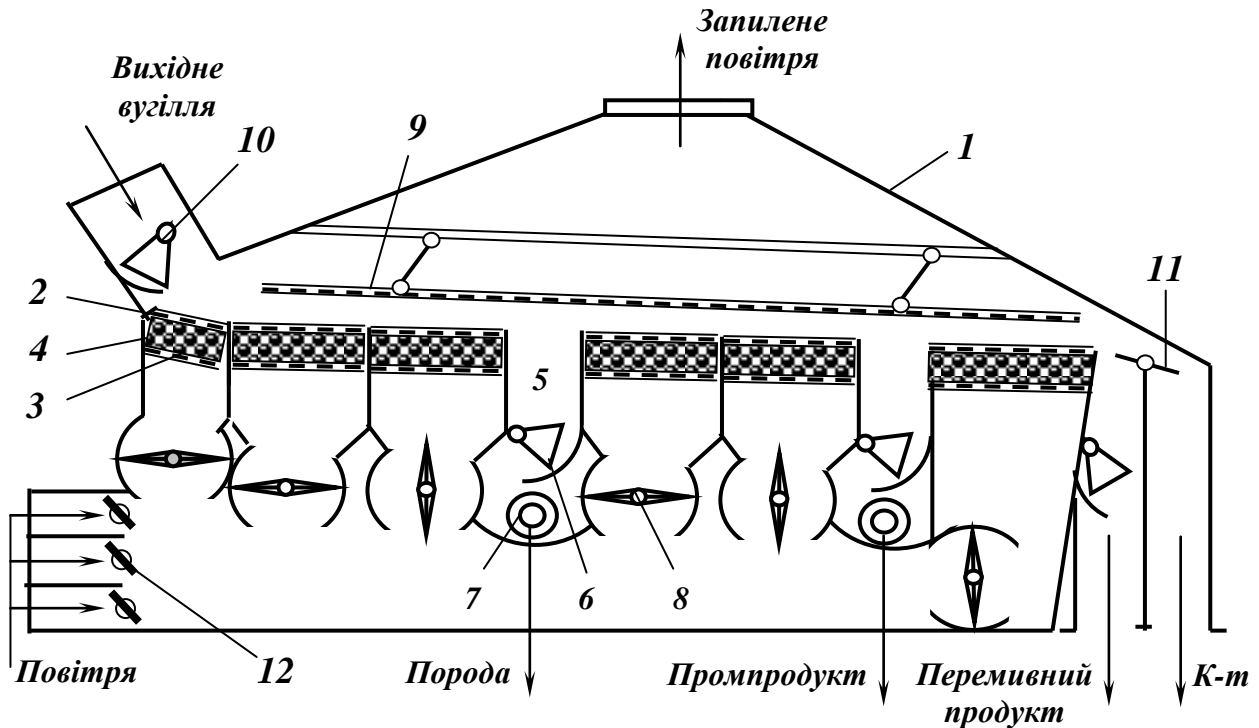


Рис.10.9 – Схема повітряної відсаджувальної машини.

1 – корпус; 2 – решето верхнє; 3 – решето нижнє; 4 – фарфорові кулі; 5 – розвантажувальна камера; 6 – секторний затвор; 7 – шнек; 8 – ротаційний пульсатор; 9 – зональна плита; 10 – секторний живильник; 11 – відсікач; 12 – дросельні заслінки.

Вихідне вугілля після попереднього розпушення на додатковому полі секторним живильником 10 подається на решето відсаджувальної машини. Для розрівнювання і рівномірного розподілення матеріалу по всій робочій поверхні машини передбачена зональна плита 9, що представляє собою сталюну решітку з отворами розміром 50x50 мм. Висота розташування зональної плити над робочою поверхнею регулюється залежно від висоти постелі і вмісту важких фракцій в вихідному продукті.

Під дією пульсацій потоку повітря відсаджувальна постіль розшаровується і переміщується до розвантажувального кінця машини. При збагаченні одержують чотири продукти. Поріг перед другою секцією затримує породу, яка розвантажувється із машини через першу

розвантажувальну камеру. У другій секції відбувається подальше розшарування матеріалу з виділенням промпродукту, який розвантажуються у другу розвантажувальну камеру. Решта матеріалу розшаровується на третій секції і при сході з решета легкі зерна концентрату відділяються від перемивного продукту за допомогою відсікача 11. Перемивний продукт повертається у машину на перезбагачення.

Зверху машина закрита витяжним зонтом для відсмоктування запиленого повітря.

Технічні характеристики відсаджувальних машин наведені в табл. 10.1.

Таблиця 10.1 – Технічні характеристики пневматичних сепараторів і відсаджувальних машин

Параметр	Сепаратори			Відсаджувальні машини	
	СП-106	СП-112	ПВМ	ПОМ-1	ПОМ-2А
Площа робочої поверхні, м ²	6,7	12	8	2,76	4,5
Крупність вихідного матеріалу, мм	до 75	до 75	до 75	до 13	до 13
Продуктивність, т/год.	85	150	50	70	100
Габарити, мм:					
довжина	6450	8160	8000	4250	8470
ширина	3906	4030	4500	1500	2215
висота	7700	9315	10000	4100	3710
Маса, т	14,0	24,6	10,0	3,2	8,85

Пневматична відсаджувальна машина ПОМ-1 відрізняється від машини ПОМ-2А меншими габаритами і головним чином тим, що пульсації створюються не в кожному окремому відсіку індивідуально, а одним пульсатором для всієї машини.

Одним з нових процесів розділення вугілля в повітряному середовищі є *збагачення в аеросуспензіях*.

Процес збагачення в аеросуспензіях оснований на застосуванні явища псевдозрідження тонкодисперсних сипучих матеріалів під дією висхідного повітряного потоку. Аеросуспензія («киплячий» шар), що створюється при цьому, застосовується як важке середовище для гравітаційного розділення частинок вугілля за густиною. Аеросуспензії за своїми фізико-хімічними характеристиками подібні водним суспензіям.

Як обважнювачі в аеросуспензіях можуть бути використані різні порошкоподібні сипучі матеріали крупністю 0,05–0,15 мм: кварц (пісок), магнетит, галеніт, апатит, оолітова бурозалізняка руда, гранульований феросиліцій та інші. На базі магнетитових руд і їх концентратів можна одержати аеросуспензії густиною до 2200 кг/м³. При використанні трикомпонентної суміші (кварц, магнетит, феросиліцій) можна

одержати по висоті «киплячого» шару такі зони густин розділення: 1100 – 1400, 1700 – 2200, 2600 – 3300 кг/м³, що дозволяє за один цикл збагачення розділити вихідний матеріал на чотири продукти.

Схема дослідно-промислового зразка аеросуспензійного сепаратора СВС-100 наведена на рис. 10.10.

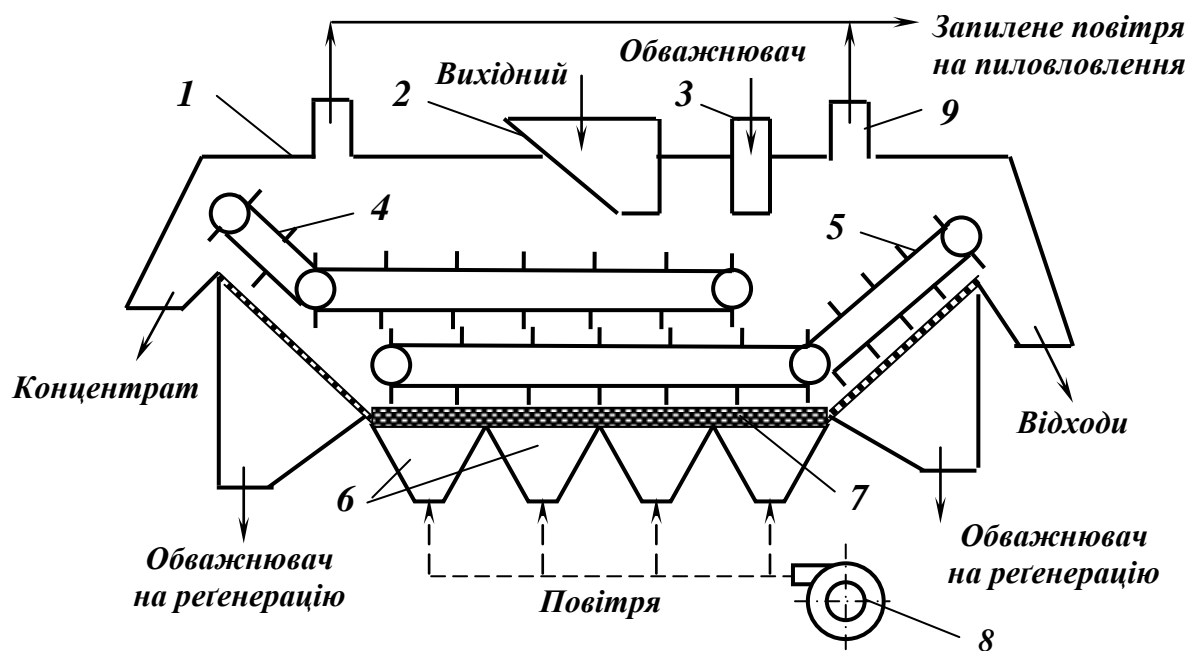


Рис. 10.10 – Схема аеросуспензійного сепаратора.

1 – корпус; 2 – вузол завантаження вихідного вугілля; 3 – вузол завантаження обважнювача; 4 – концентратний скребковий конвеєр; 5 – породний скребковий конвеєр; 6 – повітряні камери; 7 – пориста плита; 8 – вентилятор; 9 – витяжний патрубок.

Сепаратор складається з корпусу 1, в нижній частині якого розміщена пориста плита 7. Ця плита (технічна повсть, пориста кераміка) служить для забезпечення рівномірного розташування повітряного потоку на елементарні струминки (цівочки) з мінімальним перетином і створення однорідної аеросуспензії. Під пористу плиту 7 через повітряні камери 6 вентилятором 8 подається повітря, яке при проходженні крізь шар обважнювача, що подається в сепаратор пристроєм 3, зважує його і створює аеросуспензію. Вихідне вугілля спеціальним живильником 2 подається на поверхню суспензії, де воно розділяється на легкий продукт (концентрат), що видаляється скребковим конвеєром 4, і важкий продукт, що видаляється скребковим конвеєром 5. Обважнювач відділяється від продуктів збагачення на бокових ситах і направляється на регенерацію. Спосіб регенерації обважнювача вибирається залежно від його фізичних і властивостей характеристики зба-

гачуваного вугілля. Для регенерації обважнювача можна використувати магнітну і електричну сепарацію.

Запилене повітря відсмоктується через патрубки 9. Повітряна система сепаратора повинна функціонувати таким чином, щоб тиск усередині сепаратора (над аеросуспензією) був нижче атмосферного, завдяки чому виключається запилення робочого приміщення.

10.4. ТЕХНОЛОГІЧНІ І КОНСТРУКТИВНІ ПАРАМЕТРИ ПНЕВМОЗБАГАЧЕННЯ

Основні технологічні і конструктивні параметри, що впливають на ефективність процесу пневмозбагачення підрозділяють на дві групи: технологічні і конструктивні.

Технологічні параметри

До основних технологічних параметрів відносять: гранулометричний і фракційний склад вихідного матеріалу і його вологість.

Вологість вихідного матеріалу за умовами експлуатації повинна бути 5 – 7 % . **Підвищення вологості призводить до зниження швидкості розшарування, продуктивності і якості продуктів збагачення, - тому що забиваються отвори робочої поверхні і порушується подача повітря.**

Крупність вихідного матеріалу впливає на товщину постелі. Збільшення крупності вихідного матеріалу приводить до збільшення товщини постелі і вимагає збільшення витрат і тиску повітря, збільшення амплітуди і зменшення частоти пульсацій.

Гранулометричний склад вихідного матеріалу. При гравітаційному збагаченні вугілля в широкому діапазоні крупності дрібні класи не збагачуються, але їх присутність в пневматичному апараті поліпшує процес розділення інших класів крупності. Тому бажано, щоб в збагачуваному матеріалі було близько 30 % дріб'язку, хоча в той же час відомо, що його присутність погіршує технологічні показники.

Зольність дрібних класів повинна бути невисокою, тому що дрібні класи переходять у концентрат в незбагачуваному стані.

Фракційний склад вихідного матеріалу визначає його збагачуваність, а отже вихід і зольність продуктів збагачення.

Рівномірність навантаження апарата. подача живлення повинна бути рівномірною, тому що при зниженні навантаження матеріал осідає між рифлями і направляється у відходи, при підвищенні

навантаження не всі важкі зерна розташовуються між рифлями і потрапляють у концентрат.

Продуктивність апарата залежить від вологості, збагачуваності і гранулометричного складу матеріалу.

Конструктивні параметри

До основних конструктивних параметрів відносять: характеристики робочої поверхні і коливального режиму.

Висота рифлів сепараторів установлюється залежно від гранулометричного і фракційного складу вихідного матеріалу. Висота рифлів в поперечному напрямі поступово зменшується від розвантажувального борту до відбійного бруса і в подовжньому напрямі – до торця деки. Від висоти рифлів деки залежить рівномірність розподілення матеріалу, від висоти бортових рифлів – товщина постелі і швидкість розвантаження концентрату. Ширина простору між рифлями повинна бути не менше потрібного розміру максимальних грудок збагачуваного матеріалу.

Подовжній кут нахилу деки визначає швидкість розвантаження відходів і промпродукту і для сепараторів звичайно складає 6° . Якщо розпушення матеріалу недостатнє і різниця в швидкостях руху вздовж деки нижніх і верхніх шарів постелі не забезпечує необхідної концентрації матеріалу, подовжній кут збільшують до 8° . Для відсаджувальних машин кут подовжнього нахилу деки складає $10 - 11^{\circ}$.

Поперечним кутом нахилу деки сепаратора регулюють швидкість розвантаження концентрату. При оптимальних режимах він складає близько 6° . Якщо при занижених витратах повітря верхні шари постелі слабо розпушені і швидкість їх переміщення недостатня, поперечний кут нахилу деки сепаратора збільшують до $8 - 10^{\circ}$.

Кути нахилу опор сепаратора визначають інтенсивність розпушення шару постелі на деці. Оптимальні результати збагачення досягаються при кутах нахилу деки до горизонту біля завантажувального торця $38-45^{\circ}$, біля розвантажувального – $50-55^{\circ}$. Зі зменшенням вмісту породи у вихідному матеріалі різниця в нахилах опор деки повинна зростати. Завдяки зменшенню різниці в нахилах опор забезпечується накопичення важких фракцій біля розвантажувального торця і в наслідок цього – одержання чистих відходів.

Витрата повітря залежить від гранулометричного і фракційного складу вихідного матеріалу. Повітря повинно розподілятися рівно-

мірно по всій деці. При недостатній витраті повітря і нерівномірному його розподіленні по площі деки ефективність збагачення різко знижується. Надмір повітря приводить до місцевого здуття і заглиблень, наслідком чого є перемішування постелі. Чим більша крупність, вологість і збагачуваність вугілля, а також висота постелі, тим більшими повинні бути витрати і тиск повітря.

Частота і амплітуда коливань деки сепаратора впливає на ступінь розпушення постелі і продуктивність апарата. Вона встановлюється залежно від вмісту породи у вихідному матеріалі і його вологості. Чим більша частота коливань деки, тим швидше відбувається розвантаження відходів.

Амплітуда коливань деки визначається ексцентриситетом приводного валу і параметрами кінематичної схеми машини, при встановленому положенні опор вона складає 6 – 10 мм.

Пневматичне збагачення простіше і дешевше гідравлічного. але ефективність його значно нижча.

Контрольні запитання

1. Область застосування процесів розділення в повітряному середовищі.

2. Які переваги і недоліки пневматичного способу?

3. Закономірності руху тіл в повітряному середовищі.

4. Пневматична класифікація і пневматичне збагачення.

5. Опишіть конструкції і принцип дії машин і апаратів для розділення в повітряному середовищі.

6. Основні технологічні і конструктивні параметри, що впливають на показники збагачення в повітряному середовищі.

11. КОМБІНОВАНІ ПРОЦЕСИ ЗБАГАЧЕННЯ

Мета розділу: охарактеризувати область застосування комбінованих процесів збагачення і основні властивості мінералів і середовищ, що використовуються при цих процесах.

11.1. ФЛОТОГРАВІТАЦІЯ

Флотогравітація – процес збагачення на концентраційному столі або іншому гравітаційному апараті після попередньої обробки пульпи реагентами, що забезпечує спливання флотаційно активних зерен при контакті їх з повітрям.

Флотогравітація основана на використанні різниці в фізико-хімічних властивостях поверхонь і густин розділюваних мінералів. У процесі флотогравітації на поверхні пульпи, що тече по похилій поверхні, створюється плівка, яка навантажена мінеральними частинками. При цьому на деці відбувається відділення флотаційноактивних частинок (напр., сульфідів) і розділення за густиною мінералів, що не флотуються.

Вихідним матеріалом для флотогравітації є густа пульпа колективних гравітаційних концентратів (вміст твердого 50 – 70 %), яка попередньо проконтактувала з реагентами. Витрати реагентів і їх асортимент залежать від кількості і складу мінералів, які необхідно флотувати, у вихідному матеріалі. В результаті контакту оброблених реагентами мінеральних частинок з повітрям створюються аерофлокули (мінеральна частинка + повітряна бульбашка). Аерофлокули спливають на поверхню пульпи і потоком води транспортуються до місця розвантаження гравітаційного легкого продукту.

Флотогравітація здійснюється на гвинтових сепараторах, шлюзах, відсаджувальних машинах, але найчастіше – на концентраційних столах зі спеціальними пристроями.

Для поліпшення умов контакту мінеральних частинок з атмосферним повітрям на концентраційних столах застосовують різні пристрої (контактори). На деки столу, безпосередньо біля розвантажувальних отворів живильного жолобу, по всій його довжині установлюють підвищення, які мають опуклу або клиноподібну поверхню (рис. 11.1).

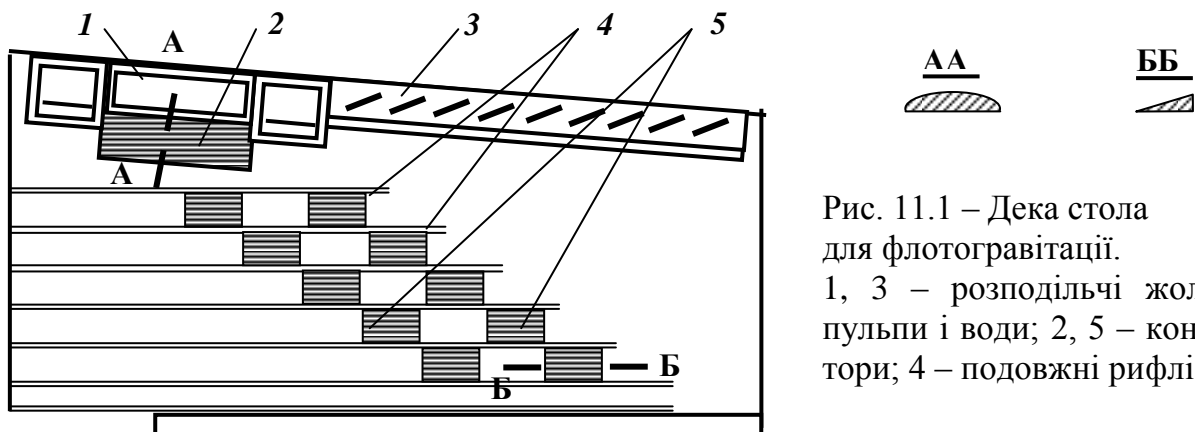


Рис. 11.1 – Дека стола для флотогравітації.
1, 3 – розподільчі жолоби пульпи і води; 2, 5 – контактори; 4 – подовжні рифлі.

Для збільшення тривалості контакту застосовують додатково так звані зони осушення. Ці зони створюються установкою на поверхні столу клиноподібних планок (рис. 11.1) між подовжніми рифлями, а також на гладенькій частині (на відстані 0,3 – 0,5 м одна від одної). Клиноподібні планки (контактори) створюють на шляху пульпи бар'єри, при подоланні яких тверді частинки вступають в контакт з повітрям. Висота контакторів коливається від 2 до 12 мм, а довжина від 15 до 200 мм. Поліпшення контакту мінеральних частинок з атмосферним повітрям на деці столу іноді досягається пульсуючою подачею змивної води.

Процес флотогравітації інтенсифікують також подачею повітря на поверхню деки столу різними способами – згори на поверхню рухомої пульпи безперервним або пульсуючим потоком чи знизу безперервним потоком крізь канали в перфорованих рифлях або крізь систему диспергаторів (рис. 11.2).

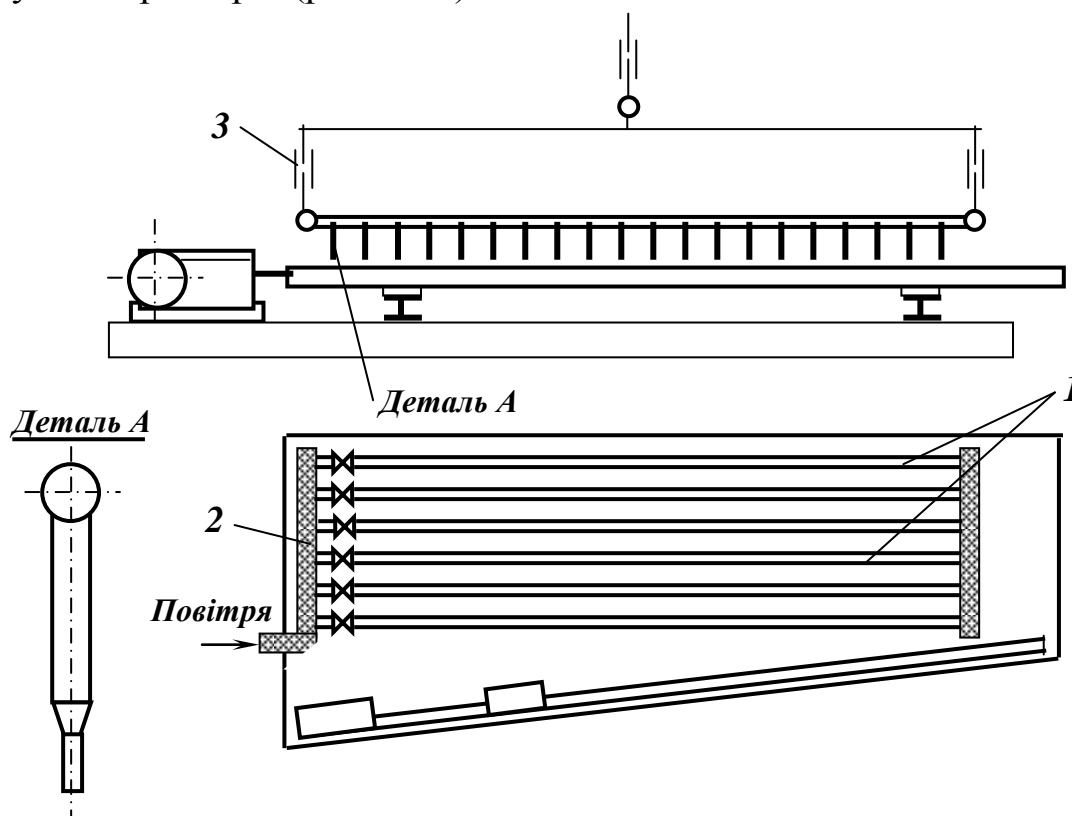


Рис.11.2 – Спосіб подачі повітря на поверхню столу.

1 – система трубок; 2 – гумовий шланг до повітряної магістралі; 3 – пристрій для кріплення і регулювання нахилу трубок.

В промисловості процес флотогравітації застосовують для виділення сульфідних мінералів з гравітаційних вольфрамових і олов'яних концентратів, а також для відділення апатиту і фосфориту від кварцу, шееліту від каситериту і для розділення інших мінералів.

11.2. МАГНІТОГІДРОДИНАМІЧНА СЕПАРАЦІЯ

Магнітогідродинамічна (МГД) сепарація – процес розділення в електропровідній рідині твердих зернистих матеріалів за густиною з урахуванням їх електромагнітних властивостей.

В електропровідній рідині, що поміщена у електричному і магнітному полі виникає об'ємна сила:

$$f = [\bar{j} \times \bar{B}] - 0,5E^2 \text{grad}\varepsilon - 0,5H^2 \text{grad}\chi, \text{ Н/м}^3, \quad (11.1)$$

де $f_1 = [\bar{j} \times \bar{B}]$ – сила Лоренца, що виникає в схрещених електричному з густиною j і магнітному з індукцією B полях; $f_2 = 0,5E^2 \text{grad}\varepsilon$ – електрична сила, що виникає в рідині з високою діелектричною проникністю ε при поміщенні її в неоднорідне електричне поле з напруженістю E ; $f_3 = 0,5H^2 \text{grad}\chi$ – магнітна сила, що виникає в рідині зі значною магнітною сприйнятливістю χ при поміщенні її в неоднорідне магнітне поле з напруженістю H .

При відповідному виборі напрямку сили f_1 рідина немовби обважнюється, що виявляється в зміні гравітаційної сили, яка діє на занурені в неї тіла. Якщо занурені в рідину тіла мають значну магнітну сприйнятливість, електропровідність або діелектричну проникність, на них додатково діють сили f_2 і f_3 . Таким чином, матеріали розрізняють залежно від густини, електричних і магнітних властивостей.

Як розділове середовище використовуються електроліти – водні розчини кухонної солі, сірчаної і соляної кислот, натрієвих і калієвих лугів, мідного і залізного купоросу. Електроди для підведення струму в розчин вибирають для кожного електроліту, щоб уникнути їх розчинення внаслідок корозії (напр., для розчину кислот – свинцеві, лугів – із нержавіючої сталі, мідного купоросу – мідні).

Схема МГД-сепаратора наведена на рис. 11.3. Вихідний матеріал у сепаратор подається в приймальну лійку 1 каналу 2 МГД-сепаратора. Канал сепаратора повинен бути виготовлений з немагнітного і непровідного матеріалу, щоб не екранувати робочі поля. Канал розташовується в зазорі електромагніту 3. Електроліт зі збірника 4 насосом 5 подається в завантажувальну зону каналу. Електричний струм до електроліту підводиться через електроди 6, що установлені в каналі. Продукти збагачення в розвантажувальній зоні каналу діляться роздільником 7 і направляються в збірники 8.

При зміні величини струму в електроліті або в обмотках електромагніту відбувається зміна ефективної густини рідини в широких межах. Практично в каналі МГД-сепаратора можна здійснювати розділення матеріалів при ефективній густині до 10 т/м^3 .

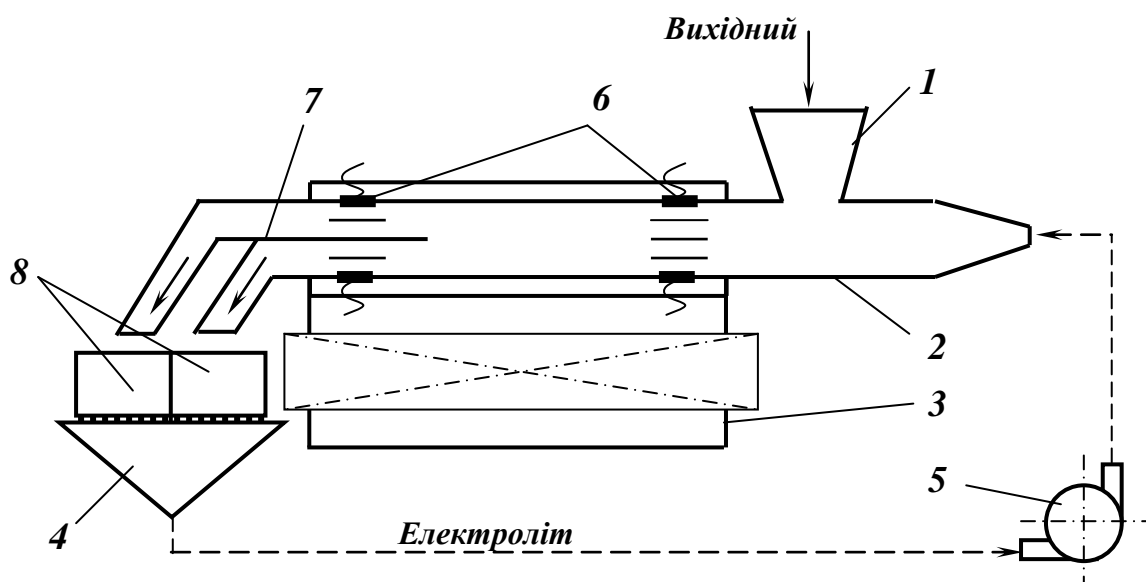


Рис. 11.3 – Схема МГД-сепаратора.

1 – приймальна лійка; 2 – канал сепаратора; 3 – електромагніт; 4 – збірник електроліту; 5 – насос; 6 – електроди; 7 – роздільник; 8 – збірники продуктів розділу.

Труднощі використання МГД-сепарації полягають у вихровому характері сили Лоренца, що приводить до виникнення на вході в робочу зону сепаратора і на виході з неї циркуляційних потоків, які утруднюють процес розділення. Крім того, процес МГД-сепарації має малу продуктивність і характеризується великими витратами електроенергії. Але в порівнянні з концентрацією на столах МГД-сепарація дозволяє одержати вилучення корисних компонентів на 10 – 15 % більше.

11.3. МАГНІТОГІДРОСТАТИЧНА І ФЕРОГІДРОСТАТИЧНА СЕПАРАЦІЯ

Магнітогідростатична (МГС) сепарація – процес розділення мінералів в парамагнітній рідині в неоднорідному магнітному полі.

На відміну від МГД-сепарації в даному випадку електричне поле в рідині не створюється. Як парамагнітні рідини (ПМР) використовуються розчини парамагнітних солей заліза, мангану (марганцю), нікелю і кобальту (FeCl_3 ; $\text{FeCl}_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$; $\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$; FeBr_2 ; $\text{MnCl}_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$; $\text{Mn}(\text{NO}_3)_2$; NiBr_2 ; NiSO_4 ; CoBr_2 ; CoSO_4), а також рідкісноземельних елементів (GdBr_3 ; EuBr_3 ; DyBr_3 ; ErBr_3 ; TbBr_3 ; HoBr_3). Магнітні властивості парамагнітних розчинів і їх густина залежать від концентрації розчиненого у воді парамагнетика.

На частинку, що занурена в парамагнітну рідину, яка знаходиться в неоднорідному магнітному полі, діє об'ємна сила:

$$f = (\delta - \Delta)g + \mu_0(x_m - x_p)H \text{grad}H, \text{ Н/м}^3, \quad (11.2)$$

де δ, Δ – густини твердої частинки і рідини, кг/м^3 ; x_m, x_p – магнітні сприйнятливості твердої частинки і рідини (безрозмірна величина); H – напруженість магнітного поля, А/м ; μ_0 – магнітна постійна ($\mu_0 = 1,26 \cdot 10^{-6} \text{ Гн/м}$).

При МГС-сепарації розділення матеріалу здійснюється в шарі парамагнітної рідини, яка обважена до необхідної густини і «висить» між полюсами магніту. Полюсні наконечники для створення в МГС-сепараторі неоднорідного магнітного поля мають гіперболічну форму. Вихідний матеріал завантажується на поверхню парамагнітної рідини, яка пропускає важкі частинки і затримує легкі. Таким чином, МГС-сепаратор (рис. 11.4) є своєрідним гравітаційним ситом. Невеликий градієнт поля в горизонтальному напрямку або нахил апарата під кутом $1\text{--}2^\circ$ забезпечує транспорт легких частинок.

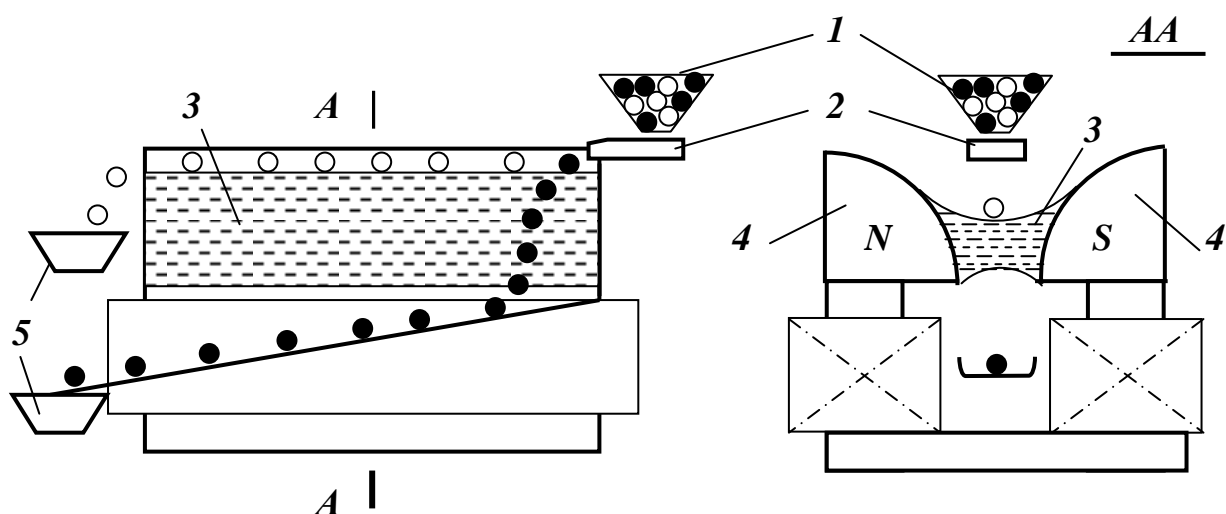


Рис. 11.4 – Схема МГС-сепаратора.

1 – бункер; 2 – живильник; 3 – робоча рідина; 4 – полюсні наконечники; 5 – збірники продуктів розділу.

При *ферогідростатичній (ФГС) сепарації* розділення мінералів здійснюється за тими ж ознаками, що й при МГС-сепарації, але як розділове середовище використовується не розчин парамагнітної рідини, а феромагнітна рідина.

Феромагнітна рідина (ФМР) має складну структуру і являє собою стійке колоїдне середовище, яке має не тільки властивості звичайної рідини, але й інтенсивно взаємодіє з магнітними полями. ФМР складається з рідини-носія, частинок феромагнетика і рідини-стабілізатора. Ріди-

на-носій може бути як діамагнетиком, так і парамагнетиком, звичайно це гас, вода або толуол. Магнітні властивості ФМР визначаються властивостями феромагнітних частинок подрібнених до колоїдних розмірів. Найчастіше використовують тонкодисперсний магнетит крупністю $(50 \div 200) \cdot 10^{-9}$ м. Як рідина-стабілізатор в ФМР використовується насичена олеїнова кислота $C_8H_{17}CH(CH_2)_7COOH$, молекули якої обволікають кожну частинку феромагнетика, що перешкоджає їх коагуляції.

Ферогідростатичні сепаратори ФГС-1 і ФГС-70 конструктивно не відрізняються від МГС-сепаратора (рис. 11.4). Але профіль полюсних наконечників сепаратора вибирається в залежності від різниці в густині розділюваних матеріалів. При розділенні матеріалів з невеликою різницею в густині для створення постійної за висотою ефективної густини використовують ФГС-сепаратори з ізодинамічним полем ($gradH = const$), яке формується в зазорі між гіперболічними наконечниками. При розділенні матеріалів, що значно розрізняються за густиною, використовують клиноподібні полюсні наконечники, при яких обважнення зменшується з відстанню.

Сепаратор ФГС-1 призначений для розділення немагнітних матеріалів за густиною в феромагнітній рідині при дослідженнях збагачуваності і мінерального складу немагнітних руд.

Сепаратор ФГС-70 призначений для розділення за густиною в феромагнітній рідині стружки, брухту і відходів кольорових металів

Технічні характеристики ферогідростатичних сепараторів наведені в табл. 11.1.

Таблиця 11.1 – Технічні характеристики ферогідростатичних сепараторів

Параметр	ФГС-1	ФГС-70
Режим роботи	Тривалий	Тривалий
Крупність збагачуваного матеріалу, мм	0,1 – 50	2,5 – 25
Продуктивність, кг/год.	60	2000
Напруга в мережі постійного струму, В	110 (220)	110
Споживана потужність, кВт	3	10
Ширина зазору між полюсами, мм	60 – 80	80
Максимальна ефективна густина, кг/м ³	9000	10000
Габарити, мм:		
довжина	900	2300
ширина	650	2000
висота	1100	2500
Маса, т	1,2	5

Переваги процесу ФГС-сепарації полягають у високій точності розділення, простоті обслуговування і низькій трудомісткості. Цей процес міг би бути використаний для збагачення багатьох корисних копалин, але його широке розповсюдження стримує дуже мала продуктивність існуючих апаратів.

Контрольні запитання

- 1. Область застосування комбінованих процесів збагачення.*
- 2. Основні властивості мінералів і середовищ, що використовуються при процесі флотогравітації.*
- 3. Які машини використовуються для флотогравітації?*
- 4. Основні властивості мінералів і середовищ, що використовуються при процесах магнітогідродинамічної, магнітогідростатичної і ферогідростатичної сепарації.*
- 5. Опишіть конструкцію і принцип дії магнітогідродинамічного, магнітогідростатичного і ферогідростатичного сепараторів.*
- 6. Які параметри регулювання процесів магнітогідродинамічної, магнітогідростатичної і ферогідростатичної сепарації?*

12. ТЕХНОЛОГІЧНІ СХЕМИ ГРАВІТАЦІЙНОГО ЗБАГАЧЕННЯ

Мета розділу: вибір і обґрунтування технологічних схем гравітаційного збагачення.

В попередніх розділах розглянуті теоретичні питання гравітаційного збагачення, процеси і апарати для його реалізації. В даному розділі описані деякі приклади застосування гравітаційного збагачення.

В технологічних схемах гравітаційне збагачення застосовується не тільки для переробки різних мінералів, але й для виділення цінних компонентів з руд і продуктів збагачення. Гравітаційні процеси застосовують не тільки для попереднього збагачення корисних копалин, але й у доводочних операціях. Крупність збагачуваного матеріалу знаходиться в межах 0,02–100 мм і більше. Умова ефективного використання гравітаційного методу збагачення – достатня різниця в густині розділюваних мінералів. При збагаченні крупних класів ця різниця повинна бути не менше 100–150 кг/м³, при розділенні тонкозернистого матеріалу – в 2–3 рази більше. При малій різниці в густині необхідні перечисні операції, і ретельний підбір технологічного режиму. Крім густини, на поведінку мінеральних зерен суттєво впливають їх розмір, форма, а для тонкозернистого матеріалу також і властивості поверхні.

Мінерали, що частково або повністю переробляються гравітаційною технологією такі: вугілля, барит, золото, каситерит, алмази, уран, флюорит, срібло, андалузит, платина, залізні руди, мінеральні піски, вольфрам, хром, сульфід, марганець та ін.

12.1. ЗБАГАЧЕННЯ ВУГІЛЛЯ

Сьогодні вугілля використовується для багатьох цілей: для виробництва металургійного коксу, електроенергії, хімічних продуктів, електродної продукції, карбіду, при агломерації залізних руд і для інших технічних і технологічних потреб. Але ефективне використання вугілля різних марок, особливо для технологічних цілей, можливе тільки при їхньому попередньому збагаченні, тому що підвищена зольність і сірчистість значно знижують корисність вугілля, а в багатьох випадках роблять їх узагалі непридатними для використання. Все це викликає необхідність збагачення не тільки вугілля, що йде на коксування, але й вугілля, що призначене для енергетичних і спеціальних цілей.

Найбільше застосування гравітаційна технологія знайшла в схемах переробки вугілля. Для збагачення вугілля використовуються майже всі гравітаційні процеси.

Важкосередовищна сепарація використовується для збагачення крупних класів вугілля і антрацитів дуже важкої, важкої і середньої збагачуваності, усіх категорій збагачуваності при вмісті класу +13 мм у гірничій масі понад 20%, а також для вугілля легкої збагачуваності при вмісті породних фракцій понад 30 %. Технологічні схеми збагачення крупних машинних класів у магнетитовій суспензії розділяють за числом стадій збагачення, числом кінцевих продуктів і призначенням.

Підготовка крупного машинного класу до важкосередовищного збагачення в сепараторах типу СКВ і СКВП здійснюється таким чином. При наявності в гірничій масі грудок крупністю до 500 мм їх перед збагаченням доцільно виділити на циліндричних грохотах типу ГЦЛ і направити на дроблення в двовалкових зубчастих дробарках типу ДДЗ. Однією з переваг дробарок типу ДДЗ є малий вихід дріб'язку в дробленому продукті. Підготовлене за крупністю вугілля направляється у головний корпус збагачувальної фабрики, де його розділяють перед збагаченням на машинні класи за однією зі схем, наведених на рис. 12.1. Залежно від прийнятої глибини збагачення підготовче грохочення може бути сухим або мокрим. Якщо відсів відвантажується споживачам у незбагаченому виді, підготовче грохотіння – сухе, але перед операціями збагачення крупних і середніх класів варто передбачити їх знешламлювання (рис. 12.1 *а, б, в*). Якщо глибина збагачення 0 мм, підготовче грохочення – мокре (рис. 12.1 *г*).

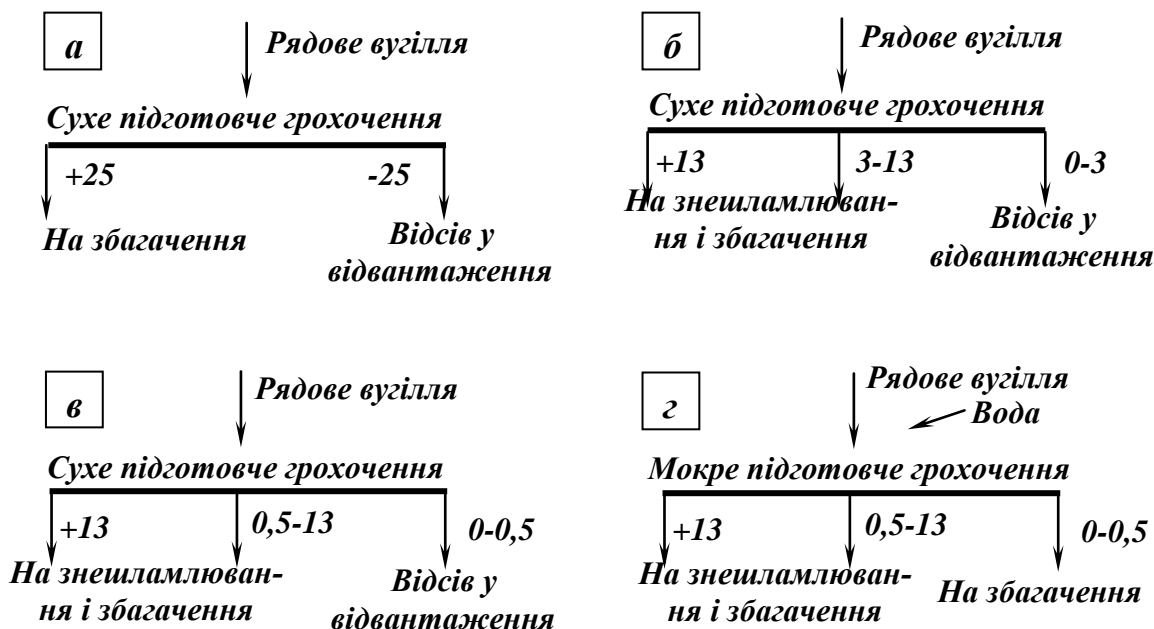


Рис. 12.1 – Схеми підготовчих операцій.

Схема збагачення в одну стадію з виділенням двох кінцевих продуктів (концентрату і відходів) призначена для механізованого відділення породи на шахтних установках, збагачення енергетичного вугілля і антрацитів, а також для збагачення коксівного вугілля легкої збагачуваності (рис. 12.2).

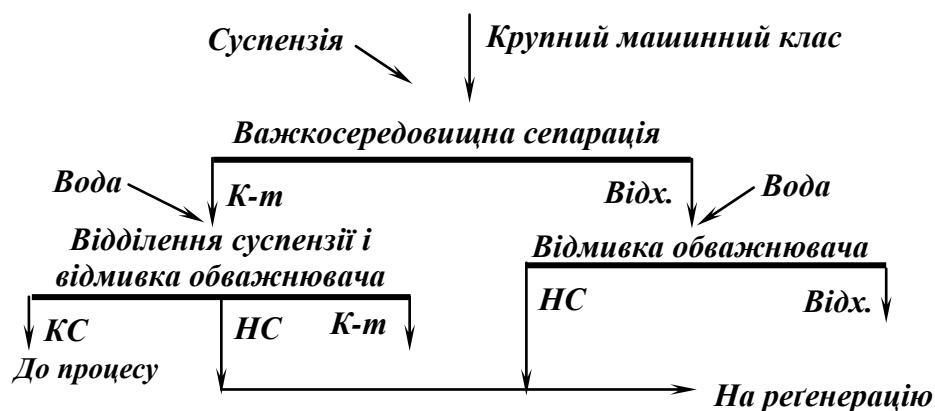


Рис. 12.2 – Схема збагачення вугілля крупних класів у одну стадію з виділенням двох продуктів.

КС – кондиційна суспензія; НС – некондиційна суспензія.

Свіжа суспензія при надходженні у сепаратор розділяється на транспортний і висхідний потоки. Густина розділення залежно від характеристики збагачуваності вугілля і вимог до якості концентрату приймається від 1650 до 2050 кг/м³.

Відділення суспензії і відмивання обважнювача (магнетиту) здійснюється на вібраційних грохотах типу ГСЛ. При цьому відмивання обважнювача здійснюється за допомогою двох рядів бризгал, на перший з яких подається злив сепараторів системи регенерації, а на другий – технічна вода.

Схема збагачення в дві стадії з виділенням трьох кінцевих продуктів (концентрату, промпродукту і відходів) застосовується для коксівного вугілля середньої і важкої збагачуваності. Основний і найбільш економічний варіант – виділення в першій стадії сепарації концентрату (рис. 12.3); виділення в першій стадії відходів застосовується при їхньому високому виході (понад 50 %) і наявності порід, що розмокають у суспензії (рис. 12.4).

Робоча суспензія високої і низької густини подається у відповідні сепаратори для створення транспортного і висхідного потоків.

Відділення суспензії і відмивання обважнювача здійснюються за загальноприйнятою схемою (див. п. 6.5).

Технологічні схеми (рис. 12.3 і 12.4) аналогічні, але при застосуванні другої схеми (виділення в першій стадії відходів) між першою і другою стадіями сепарації необхідно передбачити операцію відділення суспензії більшої густини від суміші концентрату і промпродукту, які направляються в другу стадію, де вони розділяються в суспензії меншої густини.

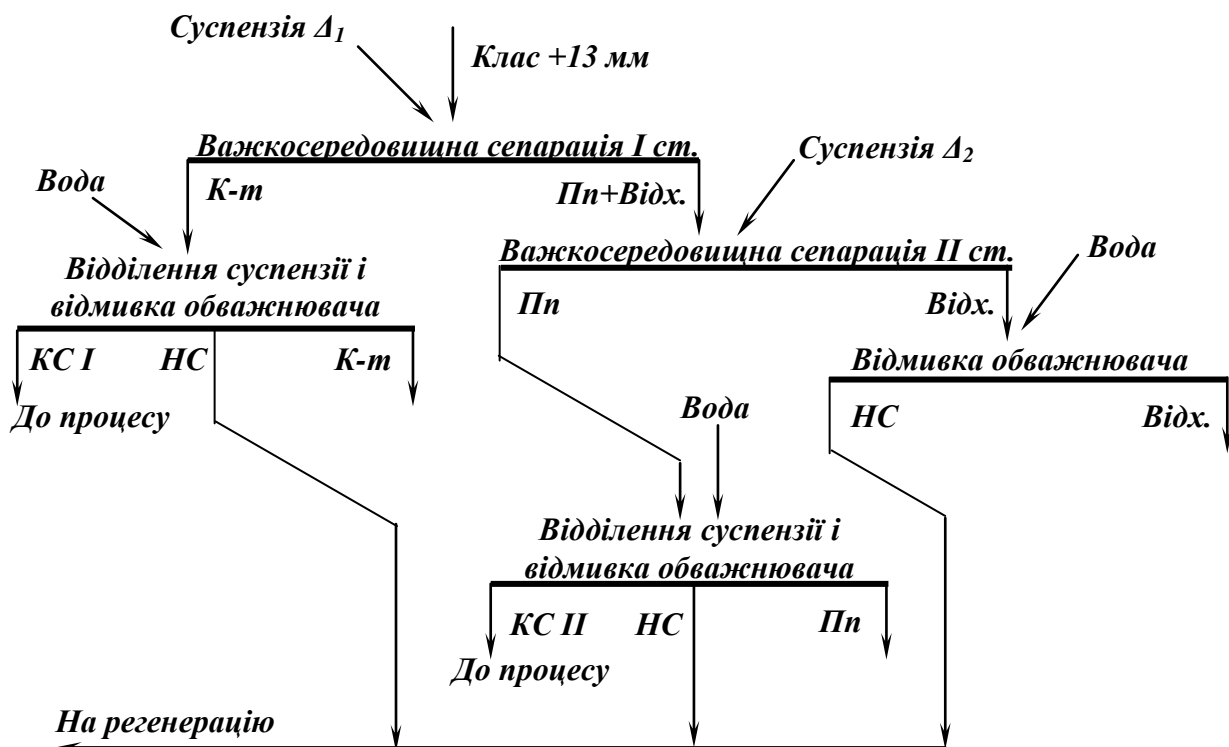


Рис. 12.3 – Схема збагачення крупних класів вугілля у дві стадії з виділенням трьох продуктів при густині суспензій $\Delta_1 < \Delta_2$.

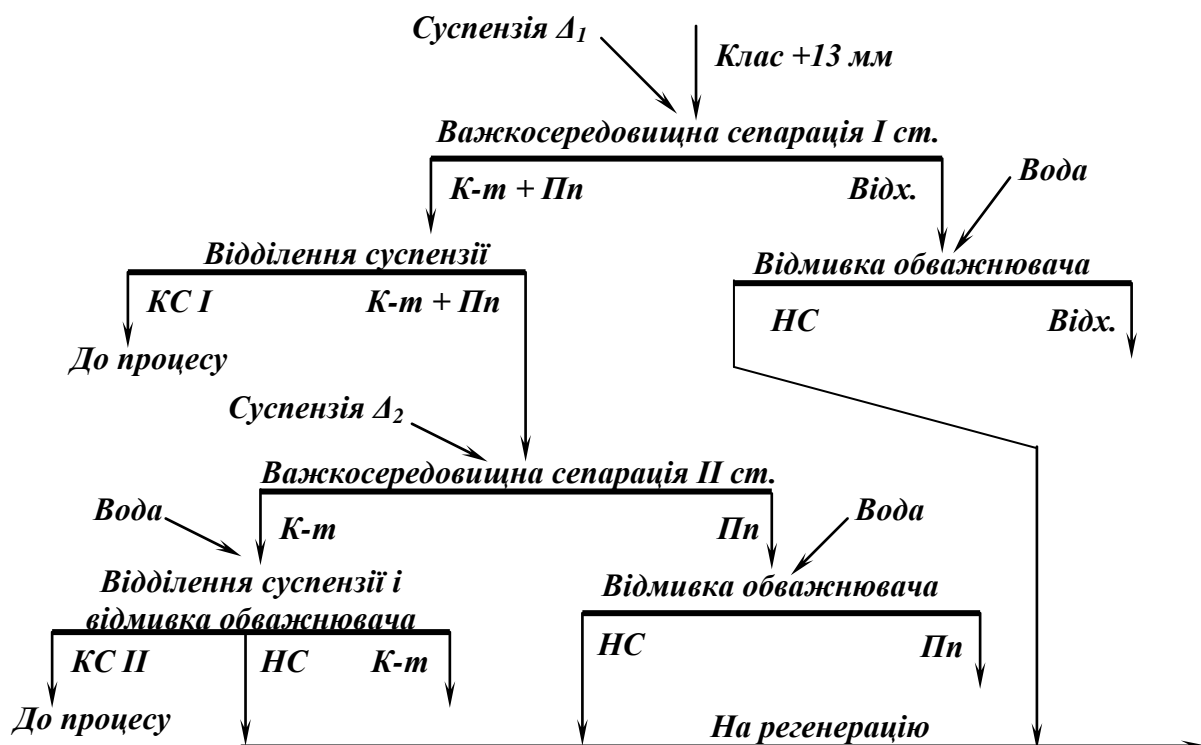


Рис. 12.4 – Схема збагачення крупних класів вугілля у дві стадії з виділенням трьох продуктів при густині суспензій $\Delta_1 > \Delta_2$.

При необхідності роздільного збагачення двох машинних класів (наприклад, 6–25 і 25–200 мм) доцільно використовувати сепаратор СКВД-32, ванна якого в подовжньому напрямку розділена на два відділення: відділення шириною 2 м – для збагачення класу 6 – 25 мм і відділення шириною 1,2 м – для збагачення класу 25 – 200 мм .

Збагачення горючих сланців з розділенням на два продукти (концентрат і відходи) здійснюється із застосуванням сепаратора СКВС-32. Цей сепаратор відрізняється від інших модифікації СКВ тим, що має елеваторне колесо з шістьма ковшами (у всіх інших – по вісім), внаслідок чого отвір ковшів відповідає максимальному розміру грудок важкого продукту (500 мм).

Збагачення в важкосередовищних гідроциклонах застосовується при переробці дрібних класів коксівного вугілля і антрацитів дуже важкої і важкої збагачуваності, а при підвищених вимогах до якості концентрату – середньої збагачуваності. Важкосередовищні гідроциклони можуть використовуватися також для перезбагачення промпродукту і грубозернистого шламу.

Технологічні схеми важкосередовищних гідроциклонних комплексів для збагачення дрібного вугілля так само, як і схеми збагачення крупних класів відрізняються за числом стадій розділення, числом продуктів збагачення і за призначенням. Технологічні схеми збагачення в гідроциклонах складніші схем збагачення в сепараторах, тому що вимагають створення напору на вході в апарат кількісно більшого в 3-4 рази витрат суспензії і більш складної системи регенерації суспензії в зв'язку зі значним шламоутворенням у гідроциклоні.

До машинного класу, що надходить на збагачення в гідроциклони, висувають підвищені вимоги і, насамперед щодо вмісту шламів. Зокрема, щодо крупного класу, знешламлювання здійснюється за класом 13 (25) мм, дрібного звичайно – за класом 0,5 мм.

Схема збагачення в двопродуктовому важкосередовищному гідроциклоні з одержанням двох кінцевих продуктів (концентрату і відходів), яка призначена для збагачення дрібного енергетичного вугілля і антрацитів крупністю 0,5-13 (25) мм, наведена на рис. 12.5.

Схема збагачення в трипродуктовому каскадному гідроциклоні з одержанням трьох кінцевих продуктів (концентрату, промпродукту, відходів) і одержанням у першій секції апарата концентрату, у другій промпродукту і відходів (рис. 12.6), призначена для збагачення дрібного коксівного вугілля крупністю 0,5 - 13 (25) мм, перезбагачення промпродукту відсадки дрібного машинного класу 0,5 - 13 мм, а також для збагачення коксівного вугілля одного машинного класу 0,5 - 40 мм (при порівняно невеликому виході класу + 40 мм).

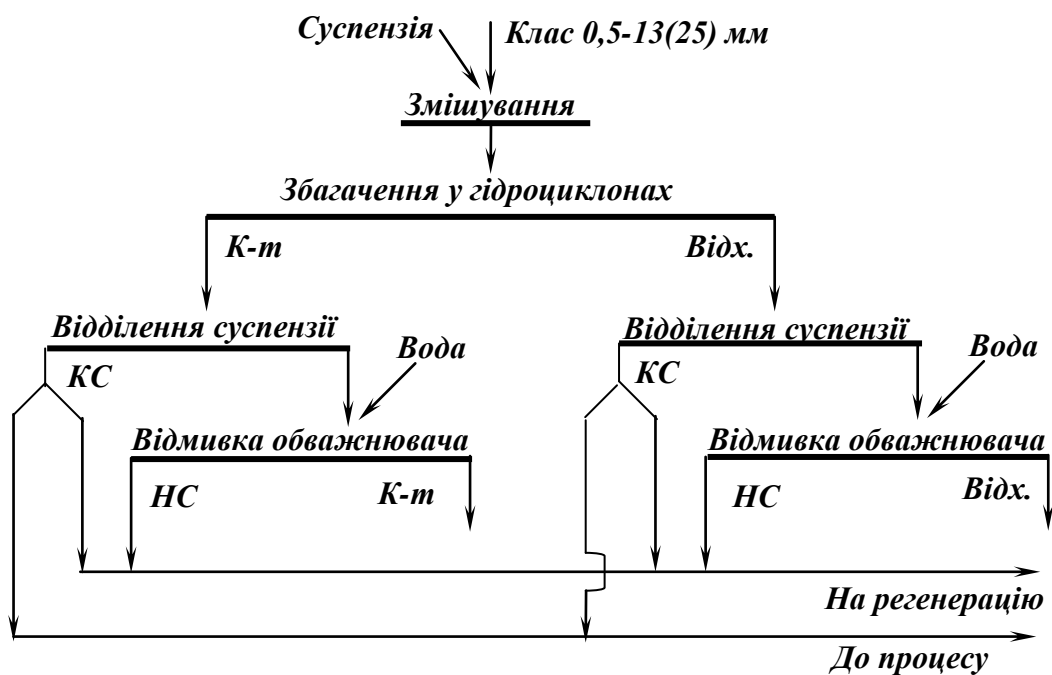


Рис 12.5 – Схема збагачення дрібного вугілля в гідроциклонах з виділенням двох продуктів.

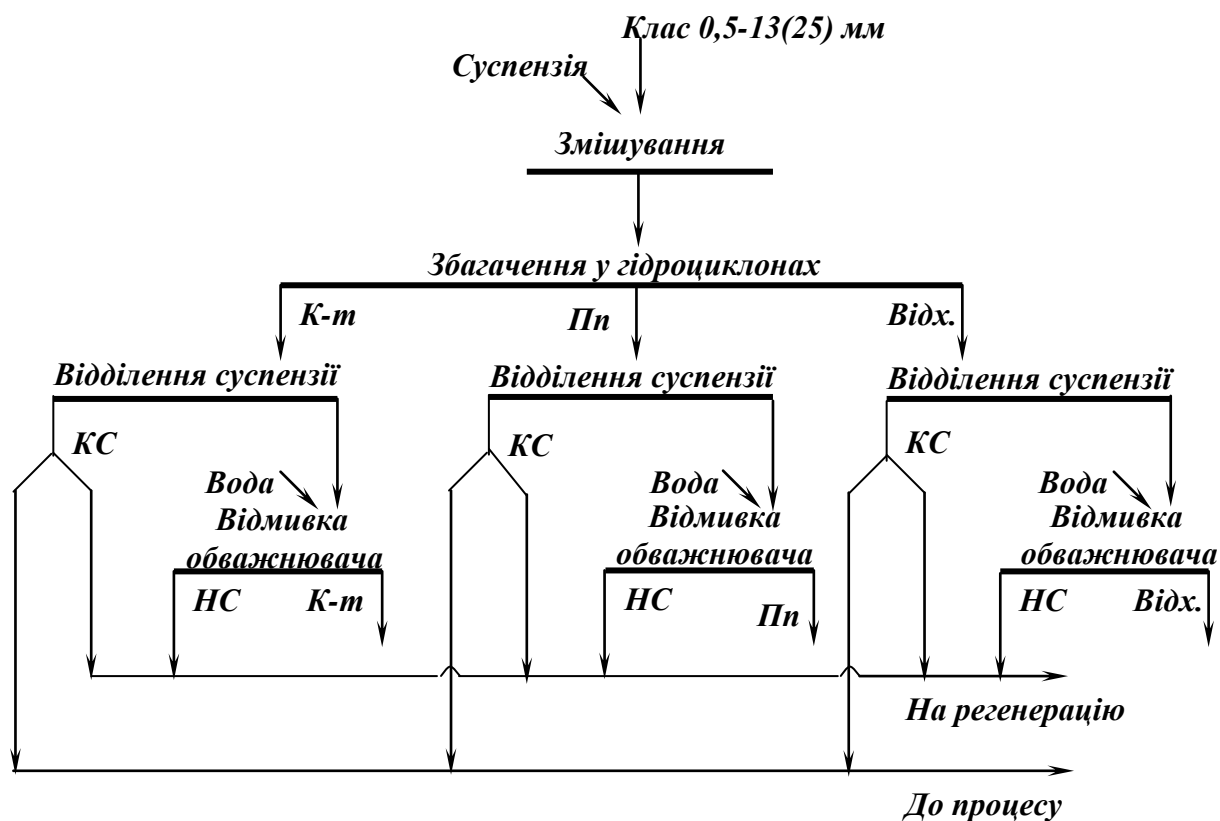


Рис 12.6 – Схема збагачення дрібного вугілля в гідроциклонах з виділенням трьох продуктів.

При роздільній регенерації некондиційної суспензії межа збагачення по крупності в гідроциклонах зменшується з 0,5 до 0,2 мм. Крім того, практикою встановлено, що показники розділення шламу (до 0,2 мм) у гідроциклонах залежать від верхньої межі крупності машинного класу, до складу якого входить шлам.

Так, ефективність збагачення шламів у складі класу 0 - 6 мм вище, ніж у складі класу 0 - 40 мм. Тому при збагаченні в важкосередовищних гідроциклонах вугілля зі шламом повинна бути прийнята технологія збагачення вузького машинного класу.

Відсадка, як основна операція, застосовується в схемах вуглезбагачувальних фабрик для збагачення дрібних класів вугілля і антрацитів легкої і середньої збагачуваності. Допускається застосування відсадки для збагачення дрібних класів вугілля і антрацитів важкої (трудної) збагачуваності, а також для збагачення крупних класів вугілля легкої збагачуваності при вмісті породних фракцій менше 30 %. Для вугілля, що добувається гідроспособом, а також вугілля легкої збагачуваності з вмістом класу +13 мм менше 20 % варто застосовувати ширококласифіковану відсадку.

Залежно від характеристики вихідного вугілля, вимог до якості кінцевих продуктів і техніко-економічних міркувань можуть бути застосовані різні схеми з використанням відсадки.

При роздільному збагаченні крупних і дрібних класів вугілля відсадкою його розділяють на грохотах і направляють у відсаджувальні машини, в яких розділяють на три продукти (концентрат, промпродукт і відходи). Промпродукт, який одержують при збагаченні крупного класу, дроблять до 13 мм і направляють на збагачення разом із дрібним машинним класом (рис. 12.7).

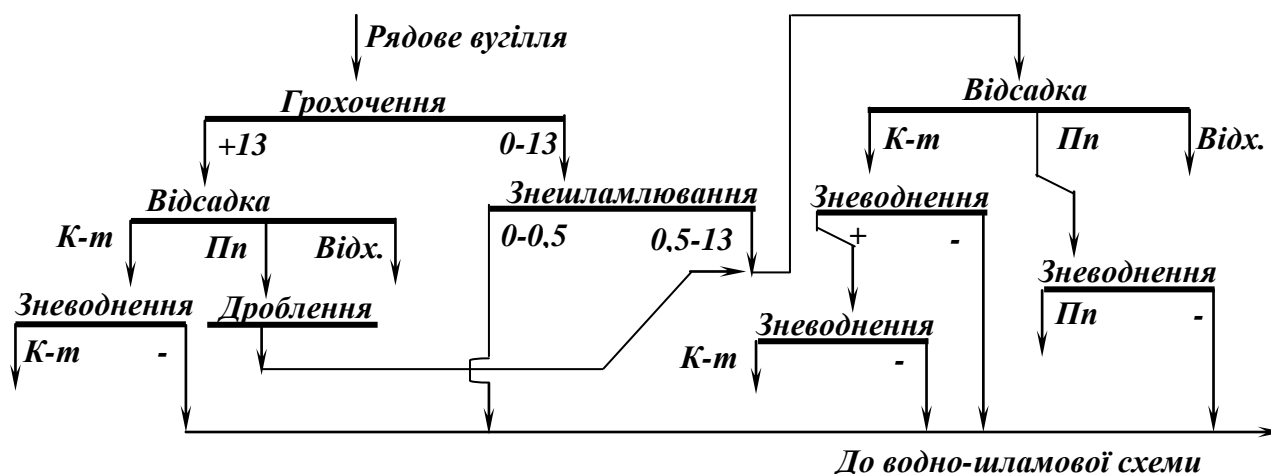


Рис. 12.7 – Схема роздільного збагачення крупних і дрібних класів вугілля відсадкою.

При збагаченні коксівного вугілля у некласифікованому вигляді його розділення на класи відбувається тільки в наступних стадіях. Концентрат і промпродукт після відсадки піддають грохотінню по розміру 13 або 25 мм із метою виділення дрібних класів перед їх зневодненням у фільтруючих центрифугах (рис. 12.8).

На фабриках, що збагачують енергетичне вугілля і де виділення промпродукту не передбачається, відходи виділяють в обох ступенях відсаджувальної машини. В деяких випадках важкий продукт другого ступеня направляють як циркулюючий продукт в ту ж машину (рис. 12.9).

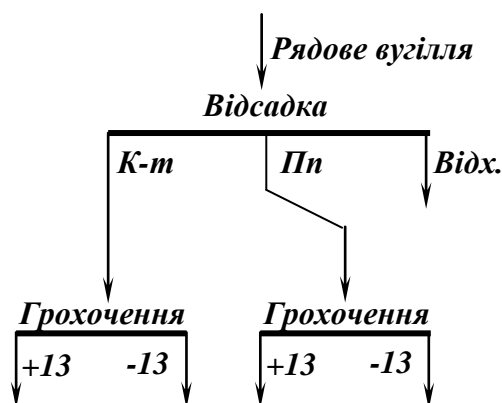


Рис. 12.8 – Схема збагачення некласифікованого вугілля.

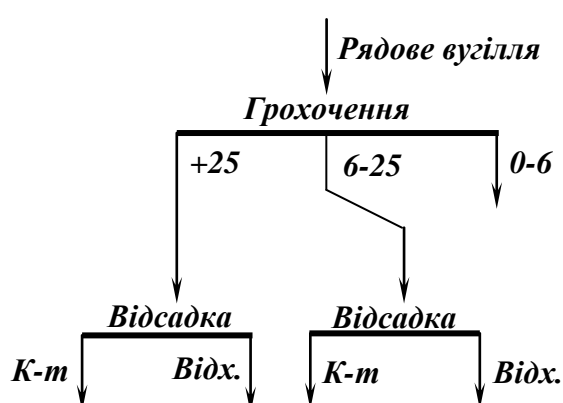


Рис. 12.9 – Схема збагачення енергетичного вугілля.

Іноді при застосуванні важкосередовищної сепарації з метою породовибірки одержуваний у цьому випадку легкий продукт після дроблення до 13 мм збагачується разом з дрібним машинним класом відсадкою (рис. 12.10).

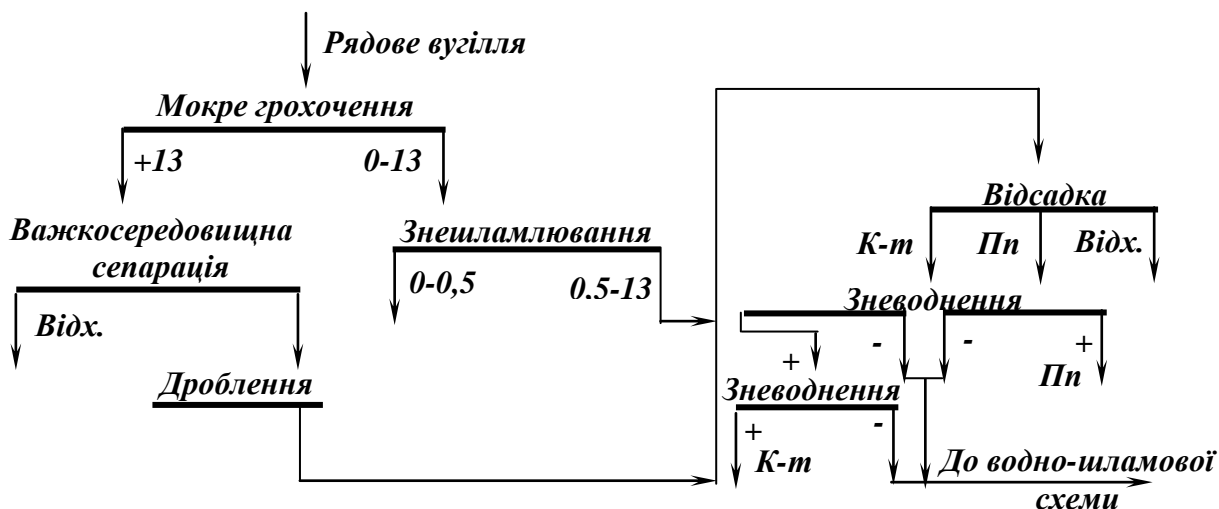


Рис. 12.10 – Схема спільного збагачення відсадкою вугілля дрібного класу і дробленого продукту важкосередовищної сепарації після відділення породи.

Протитечійна сепарація застосовується для збагачення енергетичного вугілля, антрацитів, розубоженої гірничої маси відкритих розробок, крупнозернистих шламів і видалення породи з гірничої маси на шахтах і розрізах.

Механізація породовибірки здійснюється на шахтах і розрізах з застосуванням сепараторів КНС. Відповідно зі схемою (рис. 12.11) гірнича маса надходить на попереднє грохочення по крупності 100 мм на грохоті інерційного типу (напр., ГІТ-71).

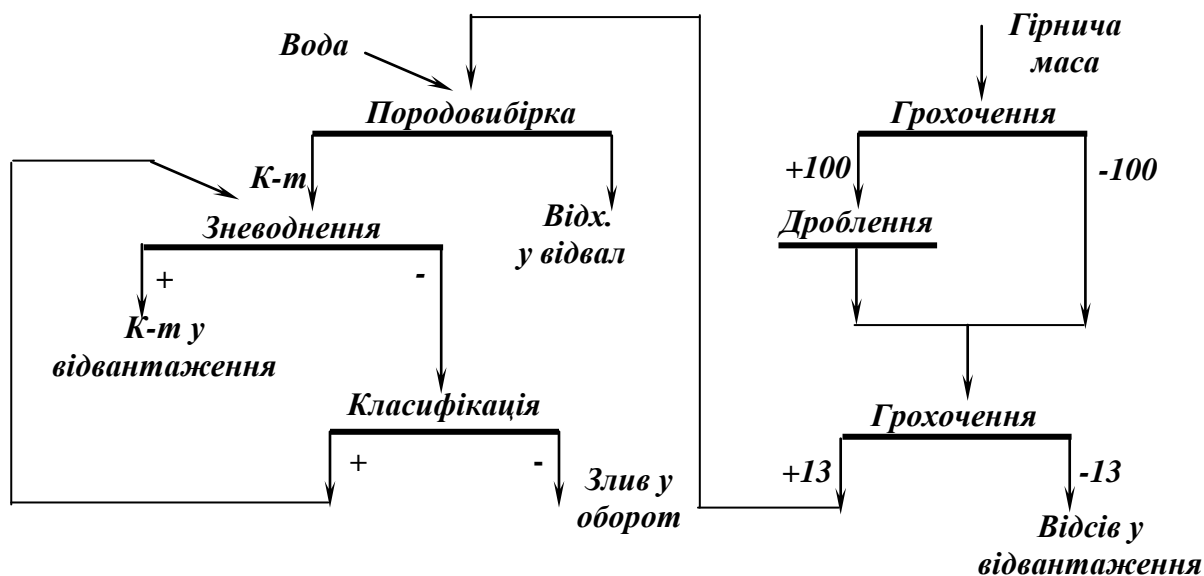


Рис. 12.11 – Схема механізованої породовибірки з використанням крутопохилого сепаратора.

Надрешітний продукт (+100 мм) дробиться у молотковій дробарці з розвантажувальною щілиною 80 мм. Після підготовчого грохочення по крупності 13 мм підрешітний продукт (– 13 мм) направляється в бункера відсіву для відвантаження, а надрешітний (+13 мм) – на сепарацію в КНС. Після збагачення (породовибірки) концентрат зневоднюється і подається на відвантаження роздільно або спільно з відсівом, а відходи зневоднюючим елеватором направляються у відвал.

Вихід збагачуваного продукту складає 45 – 65 % від вихідної гірничої маси при зниженні зольності на 20 – 30 %.

Протитечійна сепарація в КНС може бути використана для *вилучення вугілля з відвальної породи шахт*. Технологічна схема установки (рис. 12.12) передбачає класифікацію вихідного матеріалу по зерну 100 мм для видалення грудок +100 мм, які в основному представлені породою. Із матеріалу крупністю –100 мм виділяють відвальні відходи і одержують збагачений матеріал. За цією схемою можна одержати близько 30 % збагаченого вугілля зольністю 25 – 30 %.

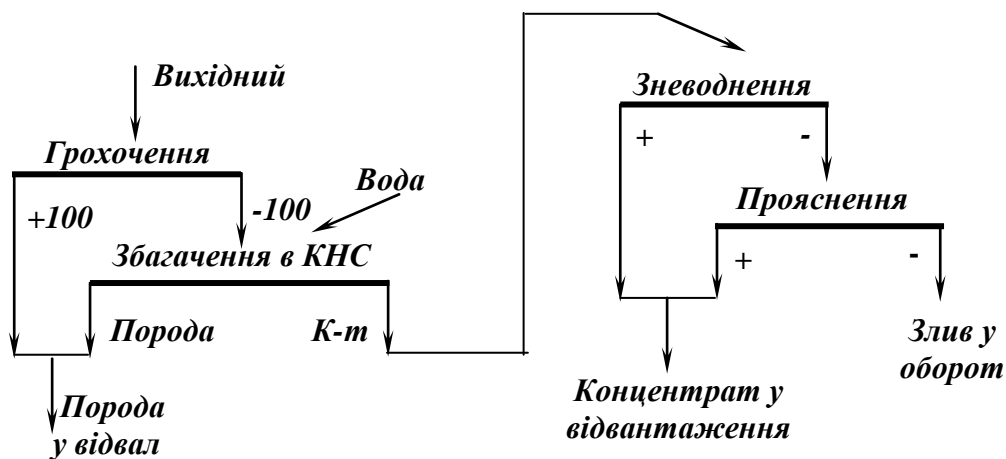


Рис. 12.12 – Схема вилучення горючої маси з відвальної породи.

При збагаченні в КНС за аналогічними схемами крупнозернистих шламів (0–3 мм) і мокрих відсівів (0–13 мм) можливе одержання концентрату з виходом 60 – 80 % і зольністю 20 – 25 % і відходів з зольністю 70 – 75 %.

При збагаченні розубоженого (збідненого) вугілля застосовують технологічні схеми з сепараторами КНС, при збагаченні енергетичного вугілля – схеми з сепараторами СШ і СВШ.

Одностадійна технологічна схема збагачення розубоженого вугілля (рис. 12.13) призначена для переробки розмитої гідромонітором гірничої маси, що по трубах подається на збагачувальну установку.

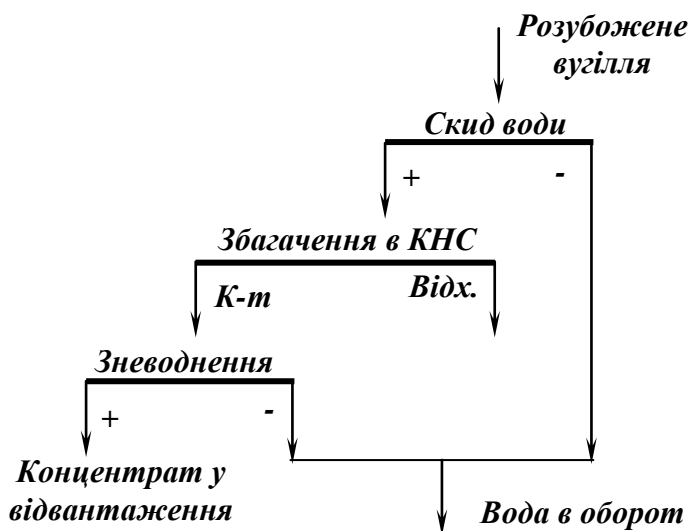


Рис. 12.13 – Схема збагачення розубоженого вугілля.

В результаті розмиву гірничої маси утворюється велика кількість високозольних шламів, що значно ускладнює водно-шламове господарство і приводить до сильного забруднення технічної води (до 300 г/л). З використанням цієї схеми можна одержати концентрат з зольністю 20 – 25 % і відходи з зольністю 70 – 80 %.

При великому вмісті в збагачуваному матеріалі проміжних фракцій і підвищених вимогах до якості концентрату застосовують технологічну схему з двома послідовними стадіями збагачення в сепараторах КНС. Вибір схеми залежить від речовинного складу вихідної сировини і задач збагачення. Якщо вміст вугільних фракцій в вихідному матеріалі великий, доцільно застосувати схему з одержанням концентрату в першій стадії і перезбагаченням промпродукту в другій стадії (рис. 12.14 а). Якщо вміст породних (особливо тих, що розмокають) фракцій у вихідному матеріалі великий, доцільно застосувати схему з виділенням відвальної породи в першій стадії і перезбагаченням промпродукту в другій стадії (рис. 12.14 б).

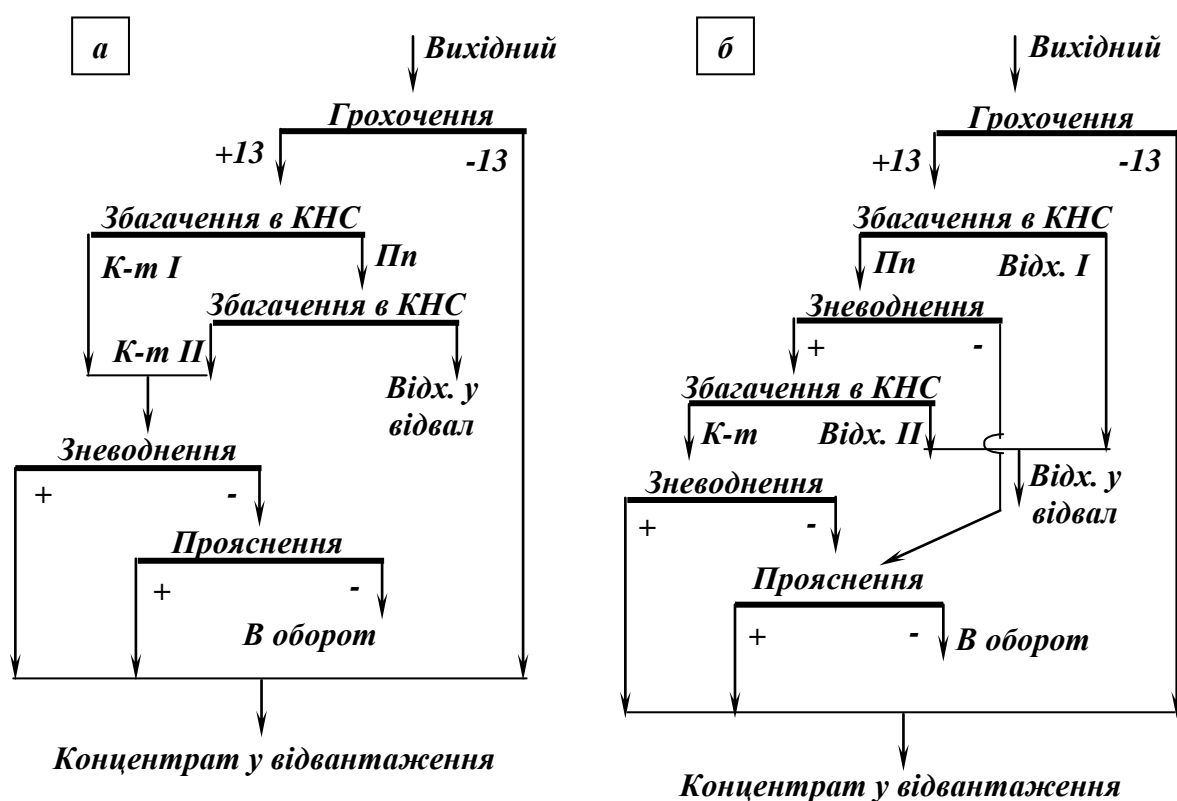


Рис. 12.14 – Двостадійні схеми збагачення вугілля в КНС.

а – при високому вмісті концентратних фракцій;

б – при високому вмісті породних фракцій.

Одностадійні схеми збагачення енергетичного вугілля з використанням сепараторів СШ і СВШ (рис. 12.15) включають такі операції:

- дроблення вугілля крупністю +80 мм з контрольним грохоченням по зерну 80 мм і розділенням на машинні класи 13 – 80 і 0 – 13 мм;
- збагачення класу 13 – 80 мм в сепараторах СШ, класу 0 – 13 мм – в сепараторах КНС з одержанням концентрату і відходів;

– зневоднення крупного концентрату в одну стадію на грохотах, а дрібного – в дві стадії – на грохотах і в центрифугах.

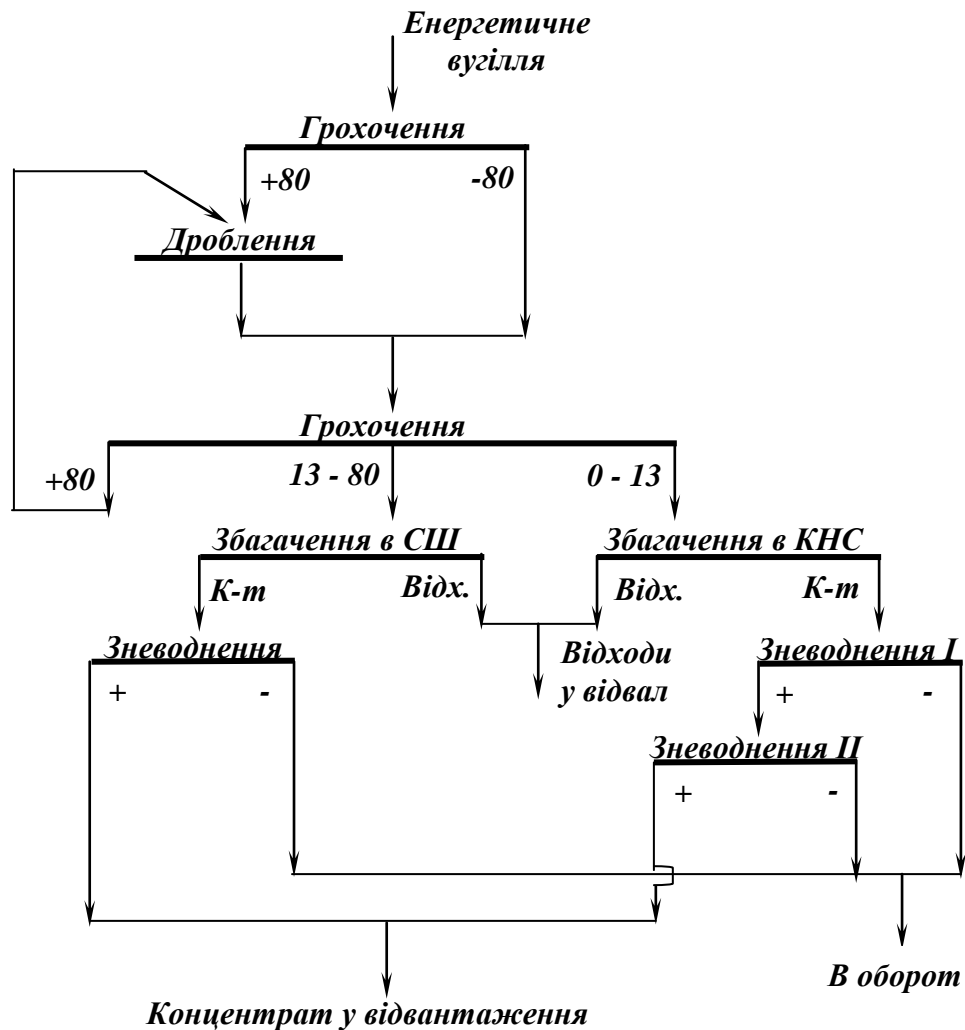


Рис. 12.15 – Схема збагачення енергетичного вугілля.

Протитечійна водна сепарація характеризується порівняно низькими капітальними та експлуатаційними затратами, простотою компонентувальних рішень і високою ефективністю процесу.

Основний метод збагачення вугільних шламів – флотація. Але в зв'язку з дефіцитністю флотаційних реагентів і їх високою вартістю в останній час широке застосування при збагаченні шламів знаходить *гвинтова сепарація*, яка дозволяє переробляти шлами крупністю 0,1 – 3 мм (при флотації до 0,5 мм). Схема збагачення вугільних шламів крупністю 0,1 – 3 мм гвинтовою сепарацією наведена на рис. 12.16.

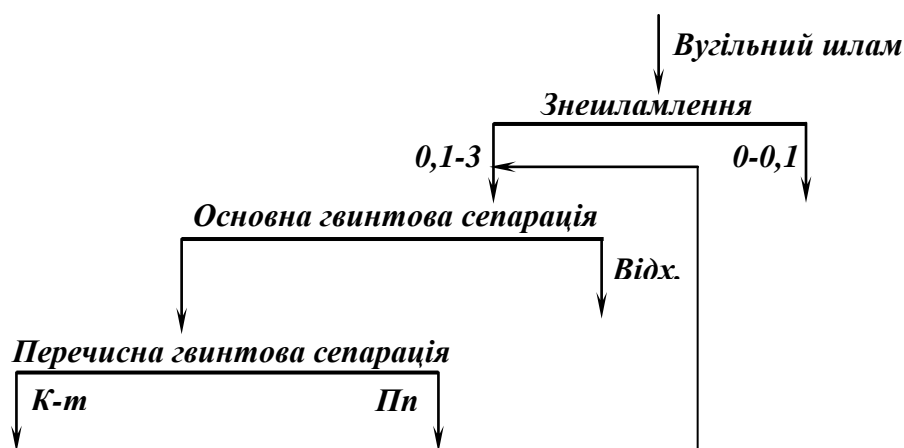


Рис. 12.16 – Схема збагачення вугільних шламів гвинтовою сепарацією.

При зольності вугільних шламів 20 – 35 % і крупності до 3,5 мм гвинтова сепарація дозволяє отримати концентрат зольністю 7 – 12 % і відходи зольністю до 75 %.

Збагачення на концентраційних столах знаходить обмежене застосування в практиці переробки дрібних і тонких класів вугілля. Воно використовується з метою одержання низькозольних концентратів і головним чином для знесірчення.

На рис. 12.17 наведена схема одержання малозольних концентратів ($A^d=2,5 \div 3,5$ %). Особливість схеми полягає в двостадійному збагаченні антрацитового штибу, що обумовлено високими вимогами до якості концентрату, який може бути використаний в алюмінієвий і абразивній промисловості.

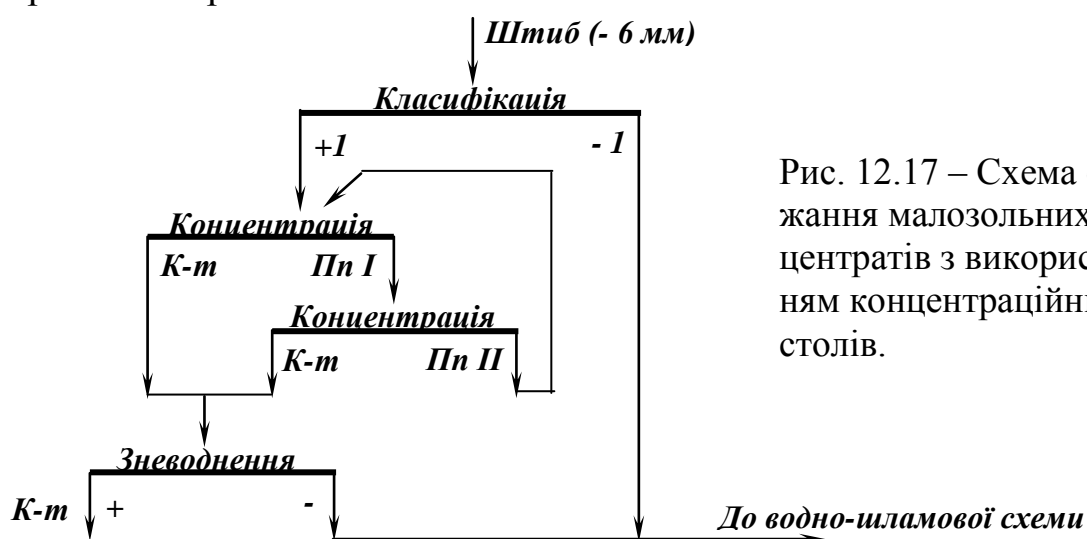


Рис. 12.17 – Схема одержання малозольних концентратів з використанням концентраційних столів.

Збагачення вугілля з використанням концентраційних столів може провадитися за різними схемами в залежності від властивостей вихідного матеріалу і призначення продуктів збагачення. Розроблені

технологічні схеми збагачення антрацитового штибу крупністю 0 – 6 мм, шламів згущувачів і відстійників, відсівів енергетичного вугілля, Perezбагачення промпродукту відсаджувальних машин.

Основна перевага концентраційних столів перед апаратами інших типів полягає в можливості їх використання для ефективного виділення піриту з вугілля, що має значний вміст сірки.

Пневмозбагачення в зв'язку з низькою технологічною ефективністю і чутливістю до вологості і збагачуваності вихідного матеріалу одержало деяке застосування при переробці бурого вугілля, а також кам'яного вугілля в районах з суворими кліматичними умовами або з обмеженими водними ресурсами.

Пневмосепарація дозволяє переробляти матеріал крупністю 6 – 50 або 13 – 75 мм, пневмовідсадка – крупністю до 13 мм. Технологічні схеми відрізняються простотою. Для вугілля легкої збагачуваності з малозольним дріб'язком може бути застосована схема з глибиною збагачення 6 або 13 мм (рис. 12.18 *а*). Крупний клас + 6 (+13) мм збагачується в пневмосепараторах, а дрібний – 6 (– 13) мм приєднується до концентрату в незбагачуваному виді.

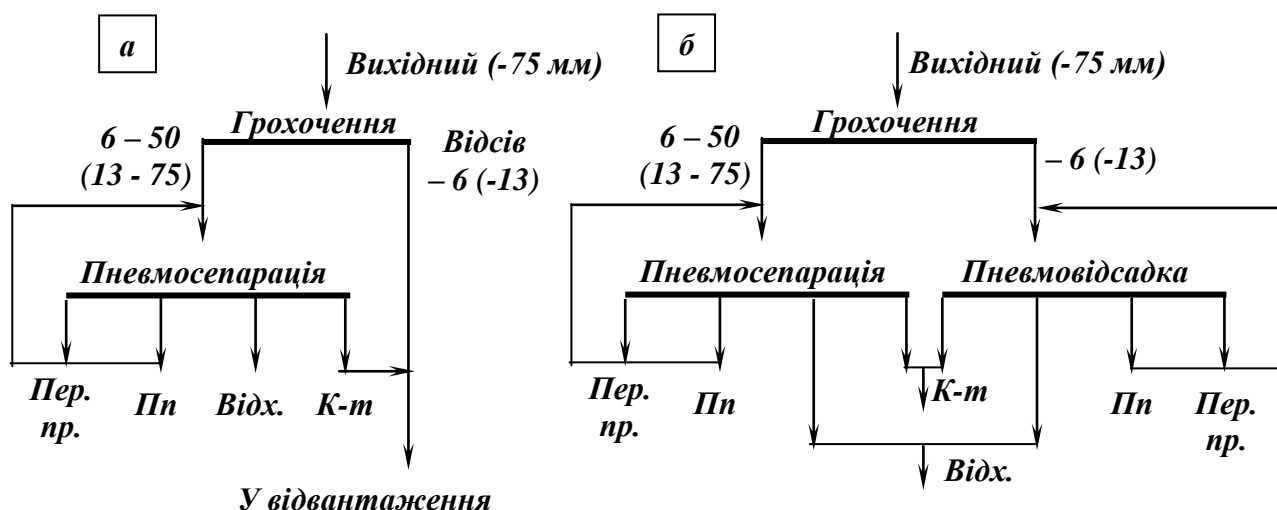


Рис. 12.18 – Схеми пневмозбагачення вугілля.

а – глибина збагачення 6 (13)мм; *б* – глибина збагачення 0 мм.

Для вугілля з підвищеною зольністю передбачається схема (12.18 *б*), що включає пневмосепарацію крупного класу і пневмовідсадку – дрібного.

Пневмозбагачення дозволяє одержати 10 – 15 % відвальних відходів і знизити зольність в концентраті на 5 – 7 % в порівнянні з вихідним матеріалом.

12.2. ЗБАГАЧЕННЯ РУД ЧОРНИХ МЕТАЛІВ

Крім вуглезбагачувальних фабрик найбільше застосування гравітаційна технологія знайшла на залізорудних підприємствах. Однак на відміну від вугільних підприємств, де гравітаційний метод – основний метод переробки, залізні руди перероблюють різними методами, вибір яких залежить від фізичних властивостей мінералів, вмісту корисного компонента в руді і зруйнованості породних мінералів природними процесами.

Залізні руди представлені різними мінералами, основі з яких оксиди (гематит Fe_2O_3 , магнетит Fe_3O_4 , гетит $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$, лімоніт $2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$) і карбонати (сидерит FeCO_3).

Гравітаційна технологія як один з основних збагачувальних процесів застосовується при переробці бідних залізних руд, але вона може бути використана й при переробці інших типів руд, за винятком магнетитових.

Окиснені залізні і марганцеві руди багатьох видів містять глинисті включення, тому однією з підготовчих операцій є промивка. Марганцеві руди промивають звичайно в одну стадію в бичових машинах, які найбільш інтенсивно руйнують глину. Залізні руди в більшості випадків піддають багатостадійній промивці. Дезінтеграція важкопромивних залізних руд здійснюється за багатоопераційною схемою (рис. 12.19): на першій стадії, як правило, застосовуються скрубери або вібраційні апарати, на другій і третій – коритні мийки. Такі схеми забезпечують високу ефективність промивання (до 95 %) при вмісті в матеріалі до 30 % пластичних глин.

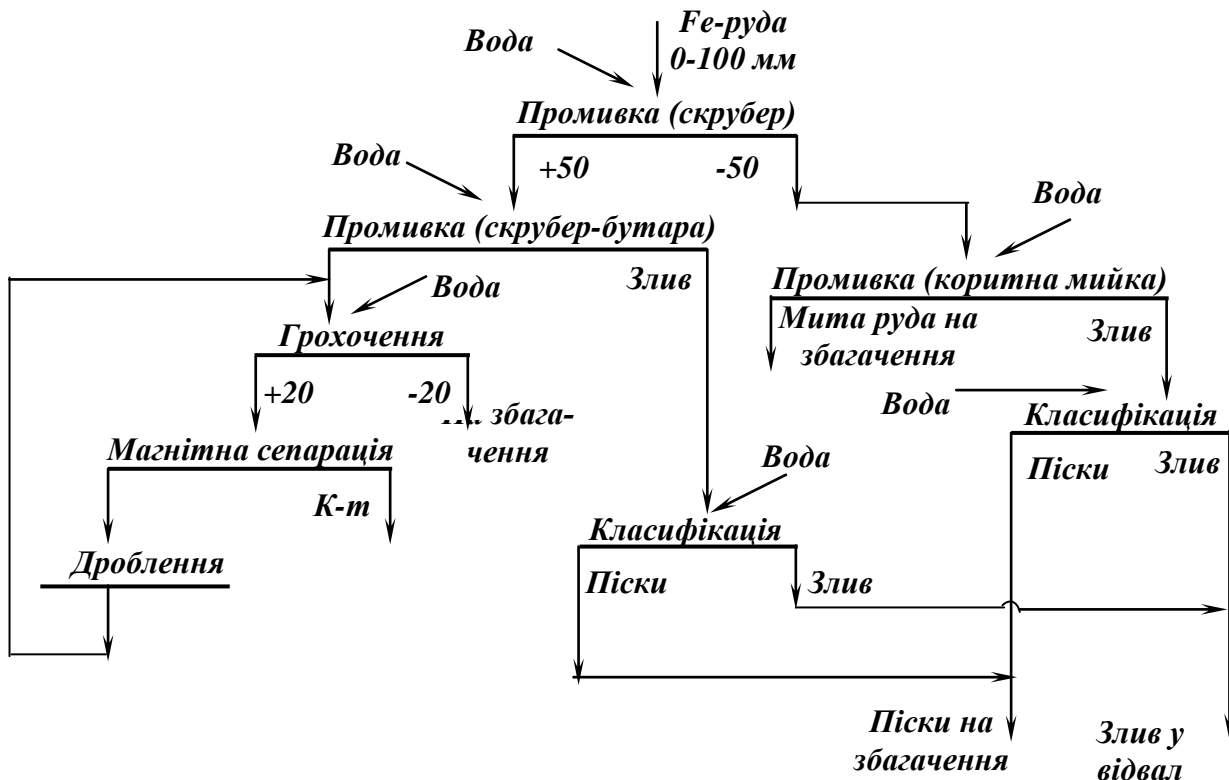


Рис. – Схема промивки важкопромивної залізної руди.

При збагаченні руд з крупним і агрегатним вкрапленням доцільне використання важкосередовищної сепарації.

При збагаченні сидеритових руд з домішками лімоніту технологічна схема (рис. 12.20) передбачає дроблення руди до 200 мм з подальшою промивкою і грохоченням.

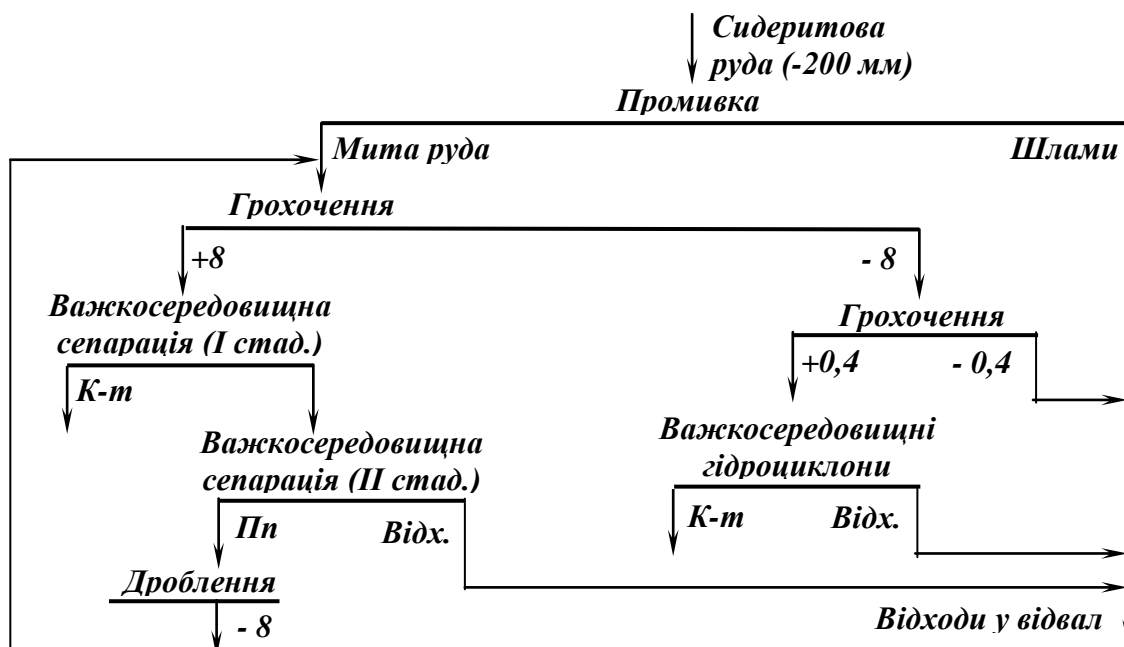


Рис. 12.20 – Схема збагачення сидеритової руди.

Крупний клас 8–200 мм збагачується в важкосередовищних сепараторах у дві стадії при густині розділення 3200 і 2900 кг/м³, а дрібний клас крупністю 0,4–8 мм збагачується в одну стадію у важкосередовищних гідроциклонах при густині розділення 3100 кг/м³. Висока точність розділення у важкосередовищних апаратах забезпечує високий вихід і якість концентратів.

При збагаченні залізних руд відсадка також є однією з основних операцій в поєднанні з магнітною сепарацією і флотацією.

Гематитові руди із застосуванням відсадки збагачують за схемою (рис. 12.21), що включає дроблення і попередню класифікацію на вузькі машинні класи. Класи 12 – 30; 6 – 12; 3 – 6; 1,5 – 3 мм роздільно піддають відсажденню з одержанням кондиційних концентратів і відходів. Одержувані при відсадці промпродукти після попереднього подрібнення об'єднують з класом 0 – 1,5 мм і збагачують в окремому циклі магнітною сепарацією в декілька стадій.

Мита марганцева руда розділяється на класи 3 – 22 і 0 – 3 мм. Крупний клас надходить на відсадку, де виділяється концентрат I сорту, промпродукт і відходи. Відходи відсадки направляються на флотацію для остаточного розділення. Зливи промивки після знешламлювання також надходять на флотацію. Промпродукт дробиться до 3 мм і разом зі знешламленим класом -3 мм збагачується магнітною сепарацією з подальшою доводкою концентрату відсадкою.

При переробці карбонатних марганцевих руд, що містять мангано-кальцит $[(Ca, Mn)CO_3]$ і кальцієвий родохрозит $(MnCO_3)$, можливе використання схеми, що наведена на рис. 12.23.

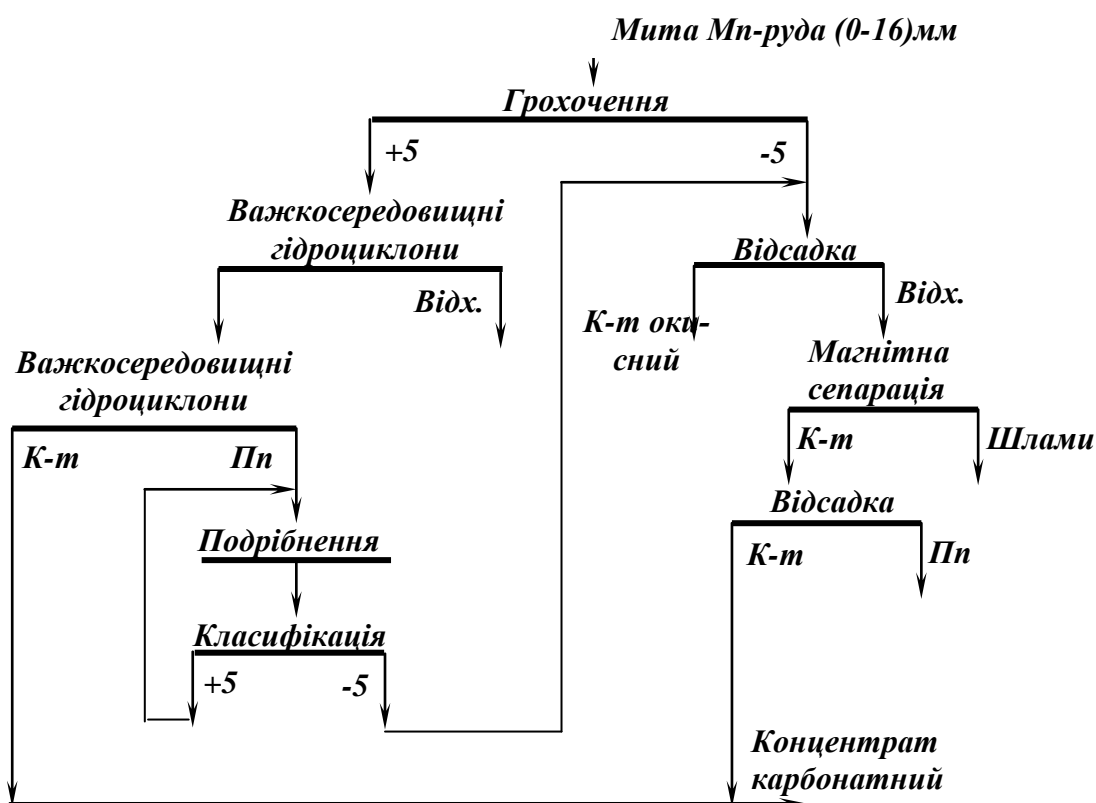


Рис 12.23 – Схема переробки карбонатної марганцевої руди.

Технологічна схема передбачає: дроблення руди залежно від крупності в дві або три стадії, промивку, грохочення, двостадійне збагачення дробленої митої руди крупністю 5–16 мм у вихрових важкосередовищних гідроциклонах з одержанням карбонатного концентрату, відсадку класу 0–3 мм з одержанням окисного концентрату, магнітну сепарацію промпродуктів відсадки і зневоднення дрібних концентратів.

При переробці *хромових руд* основним мінералом є хроміт $(FeO \cdot Cr_2O_3)$. Технологічні схеми збагачувальних фабрик, що переробляють хромітові руди відносно прості. Як правило, вони включають важкосередовищну сепарацію як операцію попередньої або остаточ-

ної концентрації. Для збагачення дріб'язку застосовують відсаджувальні машини, гвинтові сепаратори і концентраційні столи.

На рис. 12.24 наведена схема збагачення бідної руди з вмістом Cr_2O_3 біля 39 %. Основний рудний мінерал – хромшпінелід, нерудний – серпентин.

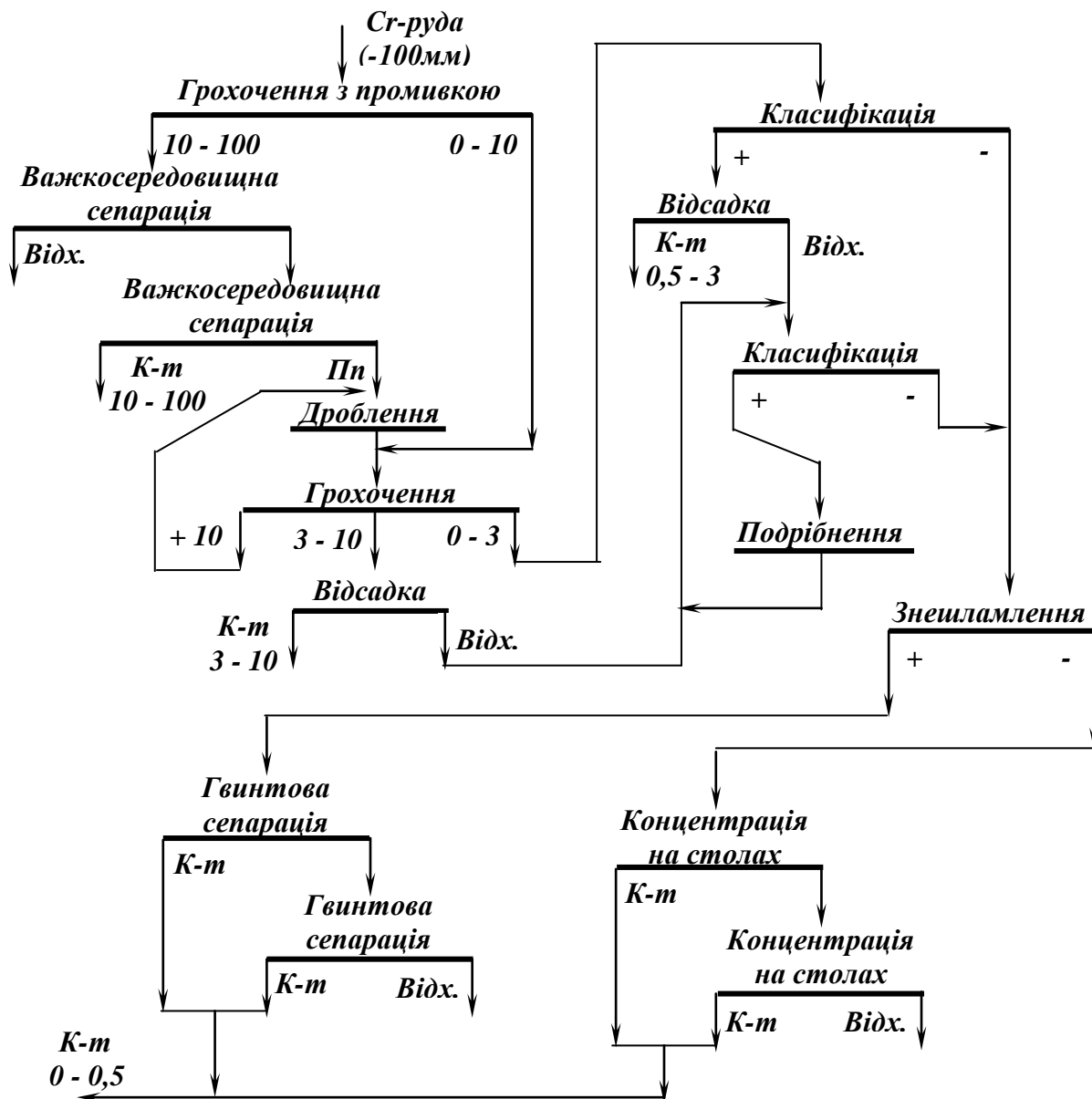


Рис. 12.24 – Схема збагачення хромової руди.

Технологічна схема включає такі операції: дроблення руди до 100 мм; грохочення на класи 10 – 100, 3 – 10, 0 – 3 мм; відмивку шлаків від крупного класу і збагачення його у важкосередовищному колісному сепараторі з одержанням крупного концентрату; дроблення крупного промпродукту до 10 мм і збагачення відсадкою класів 3 – 10 і 0,5 – 3 мм з одержанням концентратів; подрібнення промпродуктів відсадки до 0,5 мм. Після знешламлення дроблений промпродукт збагачується на гвинтових сепараторах з одержанням концентрату круп-

ністю 0 – 0,5 мм. Згущені шлами, зливи та інші продукти збагачуються на концентраційних столах з одержанням низькокременистого концентрату.

Така технологічна схема при переробці бідних руд дозволяє одержати сумарний концентрат з вмістом Cr_2O_3 більше 50% при вилученні Cr_2O_3 в концентрат 75 – 80 %.

12.3. ЗБАГАЧЕННЯ РУД КОЛЬОРОВИХ МЕТАЛІВ

Технологія збагачення руд кольорових металів відрізняється великим різноманіттям і визначається багатьма факторами: типом руди (суцільна, вкраплена, розсипна), складом корисних і породних мінералів, крупністю їх вкраплення, здатністю мінералів до шламування і т.д. Основний метод збагачення руд кольорових металів – флотація за одно-, дво- і багатостадійними схемами в залежності від зазначених факторів. Виняток із загального ряду складають каситеритові і вольфрамитові руди, що збагачуються гравітаційними процесами (див. п. 12.4).

При наявності крупного нерівномірного або агрегатного вкраплення цінних мінералів в рудах кольорових металів раціонально для попереднього збагачення використовувати гравітаційні процеси. Застосування гравітаційного збагачення дозволяє в голові схеми виділити 30 – 45 % породи (легка фракція) з відвальним вмістом кольорових металів, підвищити на 20 – 30 % вміст цінних компонентів у важкій фракції, що направляється на подальшу переробку, і завдяки цьому підвищити комплексність і економічність переробки сировини.

Найчастіше в схемах збагачення рудних корисних копалин з крупним і агрегатним вкрапленням для попереднього відділення породи використовується важкосередовищна сепарація. Технологічна схема гравітаційного відділення збагачувальної фабрики, що переробляє такі руди, наведена на рис 12.25.

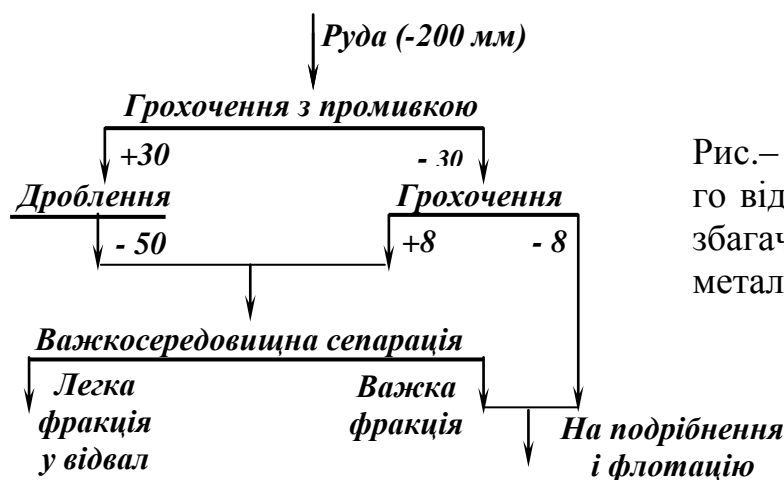


Рис.— Схема гравітаційного відділення фабрики, що збагачує руди кольорових металів.

Вихідне живлення крупністю до 50 мм промивається і класифікується на грохоті за розміром зерна 8 мм. Клас + 8 мм направляється на збагачення в конусний важкосередовищний сепаратор. Суспензія готується з суміші феросиліцію і магнетиту. Важка фракція після відмивки обважнювача додроблюється і направляється на подрібнення і флотацію, а легка фракція – у відвал.

При наявності в рудах крупних включень міді, цинку, заліза доцільно застосувати попереднє гравітаційне збагачення грубоподрібненого матеріалу. Гравітаційне збагачення у цьому випадку здійснюється звичайно на концентраційних столах (рис. 12.26).

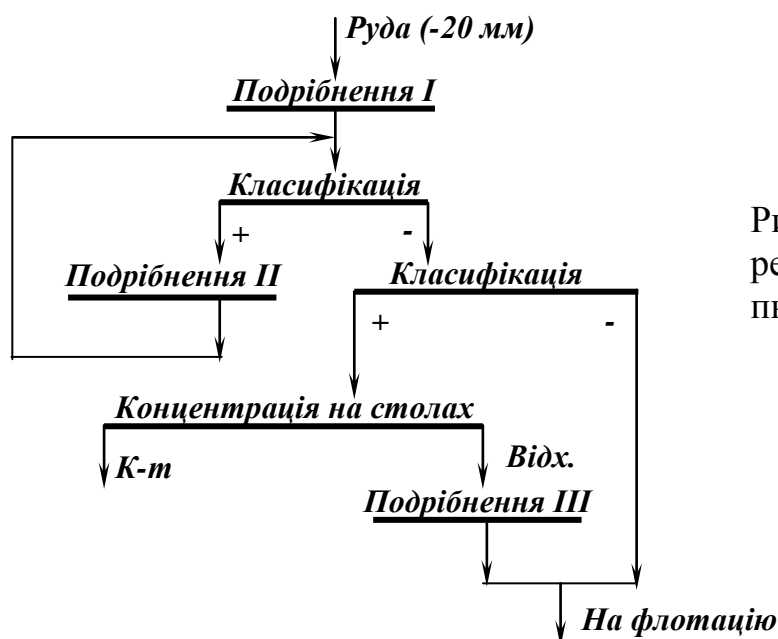


Рис.12.26 – Схема попереднього збагачення крупновкрапленої руди.

При наявності в рудах (напр., мідних) самородків також перед флотацією застосовують гравітаційне збагачення (рис. 12.27).

Цикл гравітаційного збагачення починається в відділенні подрібнення, де піски гідроциклонів контрольної класифікації направляються у відсаджувальні машини, а злив – на флотацію. Концентрат відсадки подрібнюють і збагачують на концентраційних столах, де і виділяють самородну мідь. На концентраційних столах вилучається до 30 % міді, а вміст міді в концентраті складає 85 – 90 %.

Баластними домішками окиснених руд кольорових металів часто є мули, які не вимагають дезінтеграції і видаляються перед або після подрібнення на апаратах для знешламлення. Найбільш важко збагачувати боксити зі складною вмісною породою. Промивку бокситових руд застосовують в тому випадку, якщо корисний мінерал представлений конгломератом, в якому цементуючою основою є глина або некондиційні глинисті боксити. Такі руди послідовно сортують і промивають.

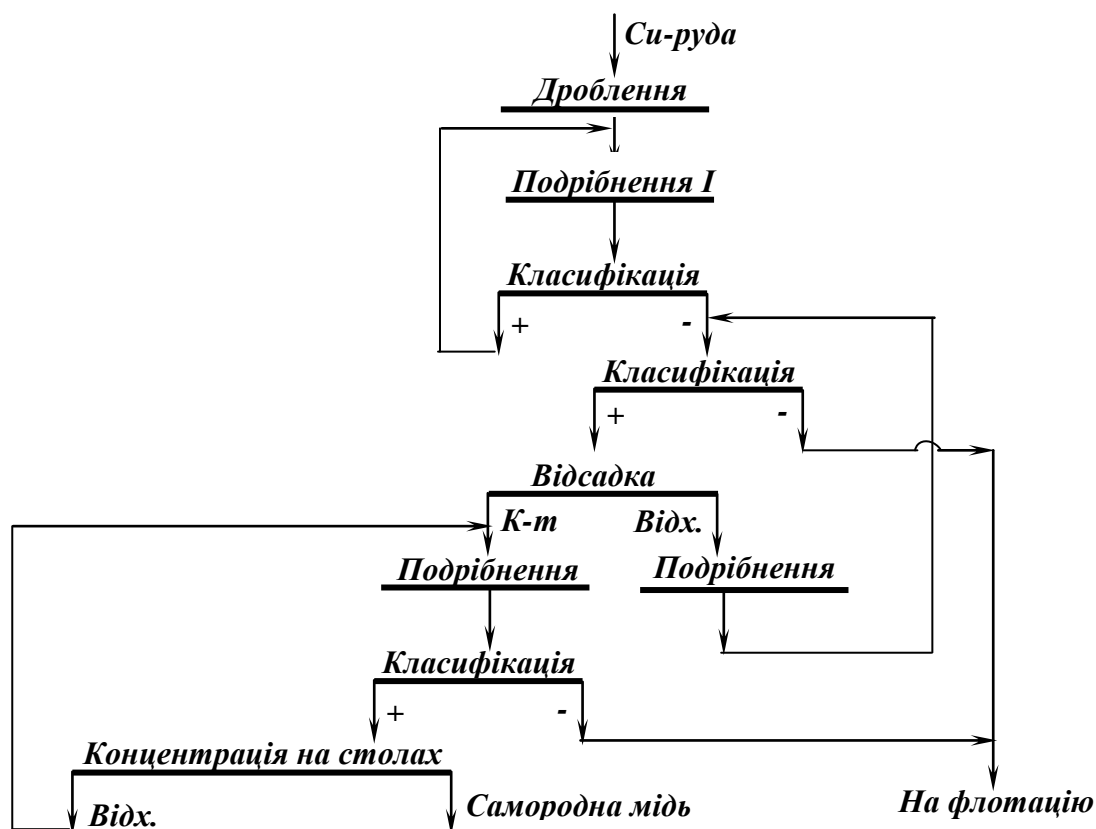


Рис.12.27 – Схема попереднього вилучення самородної міді.

В окремих випадках в процесі промивки в злив видаляється до 40 % вихідного продукту.

12.4. ЗБАГАЧЕННЯ ВОЛЬФРАМОВИХ І ОЛОВ'ЯНИХ РУД

Вольфрамові руди поділяють на дві групи: вольфрамітові і шеєлітові.

При збагаченні *шеєлітових руд* (CaWO_4) як основний метод застосовують флотаційний, а гравітаційні процеси можуть бути використані тільки для попереднього збагачення.

Вольфрамітові руди $[(\text{Fe}, \text{Mn})\text{WO}_4]$ як правило збагачують у дві стадії – первинне гравітаційне збагачення і доводка чорнових концентратів різними методами, що пояснюється низьким вмістом вольфраму в рудах (0,1 – 0,8 % WO_3) і підвищеними вимогами до якості кондиційних концентратів (55 – 65 % WO_3). Крім того, вольфрамітові корінні руди і розсипи звичайно містять ряд інших важких мінералів (каситерит, колумбіт, танталіт, магнетит та інші). Виділення мономінеральних концентратів, що задовольняють вимогам стандартів, і є задачею другої стадії переробки.

З урахуванням великої густини вольфрамових мінералів ($6 - 7,5 \text{ т/м}^3$) при гравітаційному збагаченні можуть бути з успіхом використані: відсадка, концентрація на столах, шлюзах, струминних і гвинтових сепараторах. При тонкому вкрапленні цінних мінералів гравітаційні процеси повинні поєднуватися з флотацією.

Схема збагачення вольфрамітової руди наведена на рис.12.28.

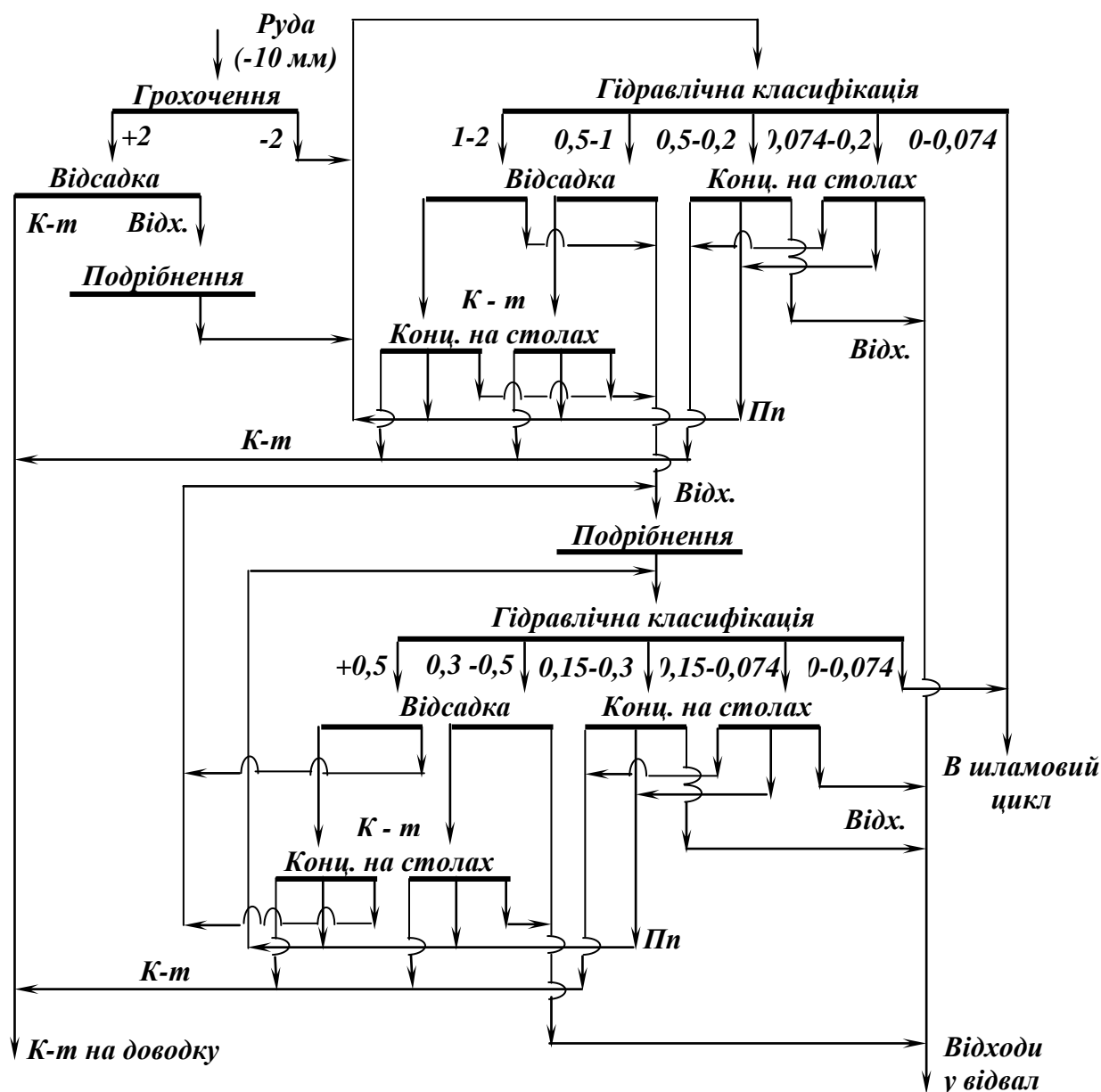


Рис. 12.28 – Схема збагачення вольфрамітової руди з крупним і тонким вкрапленням цінних мінералів.

Вольфрамітова руда звичайно дробиться до крупності $10 - 12 \text{ мм}$. В схемі деяких руд включається промивка і знешламлення. Часто застосовується попереднє збагачення, завдяки чому у відвал видаляється значна частина породи. В схемах збагачення вольфрамітових руд перед гравітаційними процесами передбачається грохочення і гі-

дравлічна класифікація, що забезпечує підвищення ефективності збагачувальних операцій. Переваги збагачення класифікованого матеріалу в порівнянні з некласифікованим полягає в тому, що збагачення можна провадити в оптимальних для даної фракції умовах.

При збагаченні крупних класів застосовується відсадка, дрібних – концентрація на столах. В більшості випадків для одержання бідних відвальних відходів крупні фракції відходів необхідно подрібнювати і повторно збагачувати, тому що при тонкому вкрапленні вольфраміту в породі розкриття зростків досягається при більш тонкому подрібненні. Якщо в руді поряд з крупновкрапленим вольфрамітом є значна кількість тонковкраплених мінералів, що потребує більш тонкого подрібнення, необхідно передбачити в технологічній схемі цикл переробки шламів (рис. 12.29).

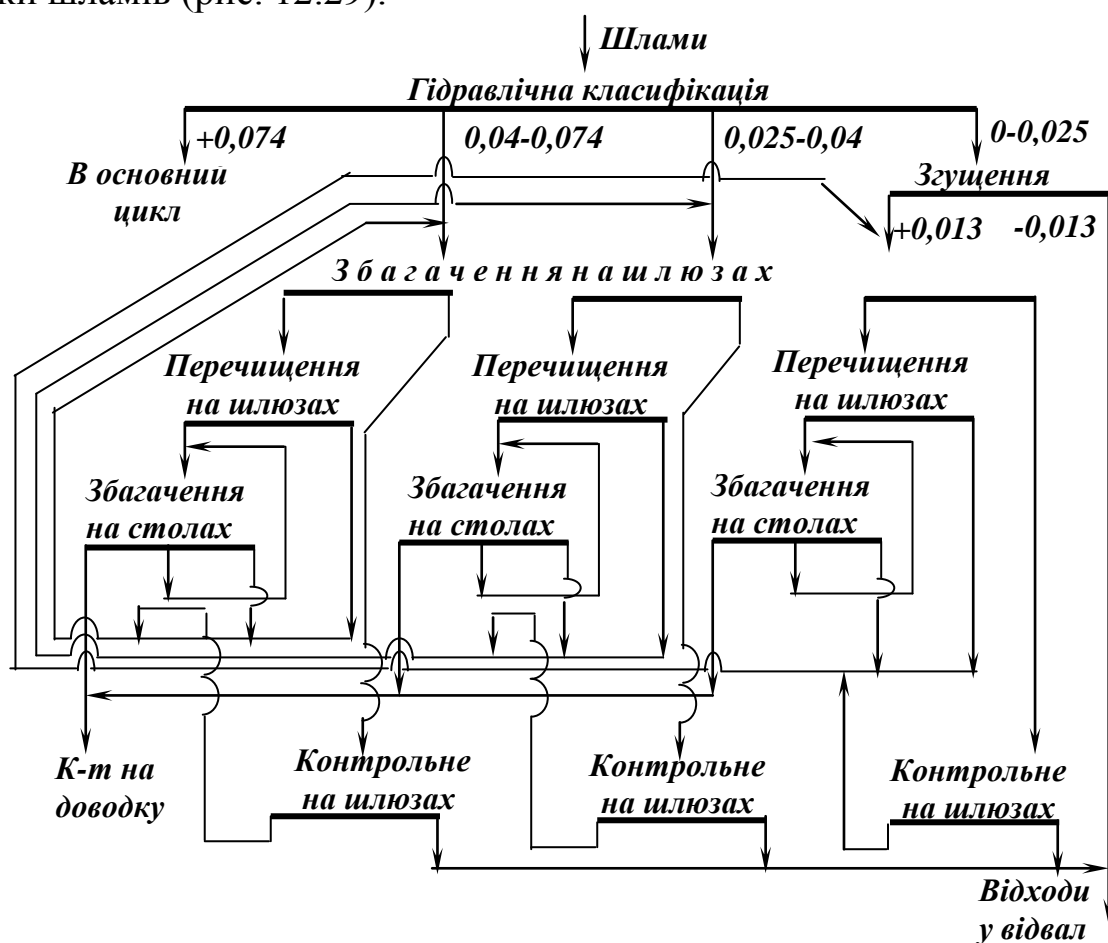


Рис. 12.29 – Схема збагачення шламів вольфрамітової руди.

Для забезпечення повного вилучення вільних зерен вольфраміту в концентрат необхідно промпродукт концентраційних столів піддавати багаторазовим перечисткам.

Олов'яні корінні руди характеризуються складним речовинним складом і тонким вкрапленням каситериту (до 0,001 мм), внаслідок чого вони важко збагачуються. Звичайно корінні олов'яні руди збагачуються за складними багатостадійними схемами з використанням не

Гравітаційні схеми збагачення цих руд будуються таким чином, щоб розкриті в процесі подрібнення зерна каситериту виводилися відразу ж з процесу в кондиційні або грубі концентрати. В схемах максимально виключається циркуляція оборотних промпродуктів, які раціонально переробляти в окремих циклах.

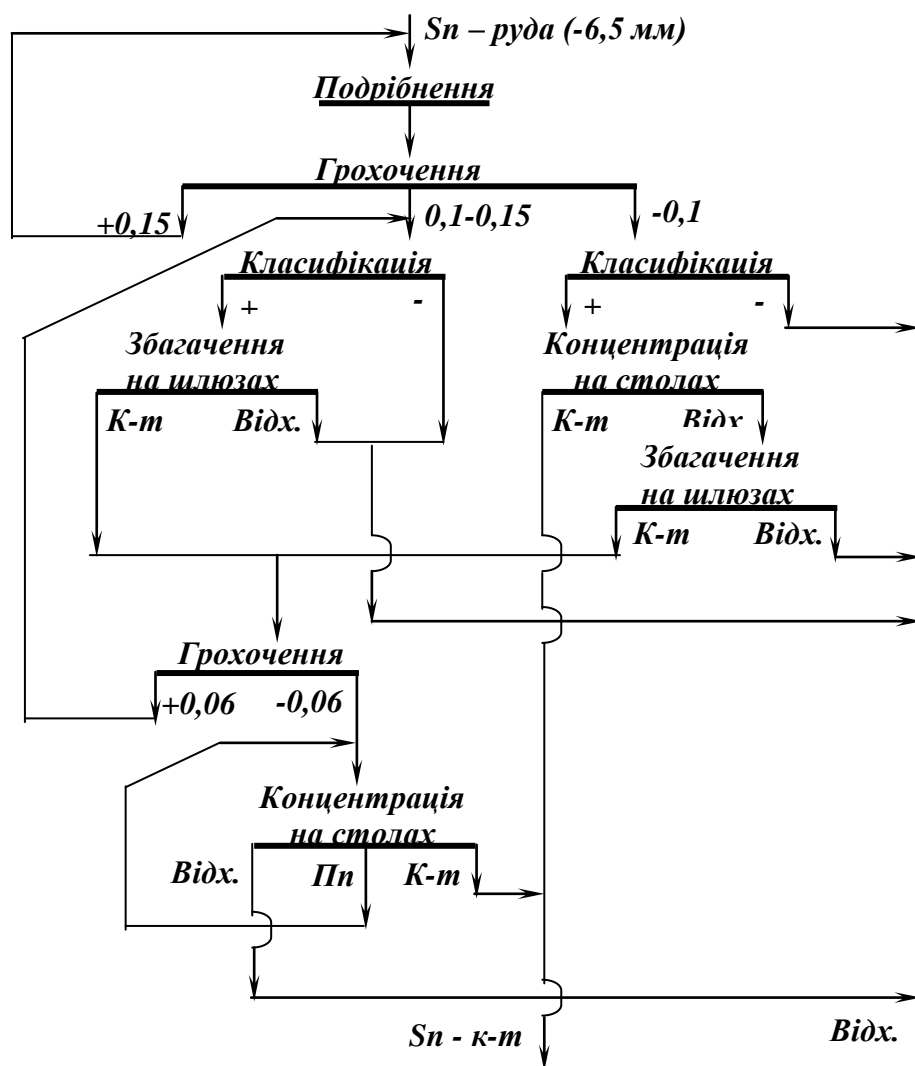


Рис. 12.30 – Схема збагачення корінної тонко вкрапленої олов'яної руди.

Після дроблення в конусній і валковій дробарках до крупності 6,5 мм руда розділяється на класи і збагачується в шлюзах. Грубі концентрати після видалення шламів крупністю менше 0,06 мм збагачу-

ють на концентраційних столах, де одержують концентрат з вмістом олова порядка 20 % при вилученні його в концентрат 88 – 90 % .

12.5. ЗБАГАЧЕННЯ ЗОЛОТОВМІСНИХ РУД

Золото в рудах міститься в основному в самородному вигляді (твердий розчин золота), в якому також містяться домішки срібла, міді, заліза, свинцю, бісмуту, платини, ртуті. Залежно від крупності самородне золото прийнято класифікувати на тонкодисперсне (менше 1 – 5 мкм), пилоподібне (5 – 50 мкм), дрібне (0,05 – 2 мм) і крупне (більше 2 мм). Золото масою більше 5 г відносять до самородків.

Родовища золота підрозділяються на корінні, розсипні і конгломерати.

Корінні родовища золота представлені жильними зонами товщиною від декількох сантиметрів до декількох десятків метрів, довжиною до декількох десятків кілометрів і глибиною до декількох кілометрів.

З *малосульфідних корінних руд* залежно від крупності золото звичайно вилучається по одно- або двостадійній гравітаційно-флотаційній схемі в поєднанні з амальгамацією або ціануванням. Якщо в руді міститься достатньо крупне золото, то після першої стадії подрібнення застосовується гравітаційне збагачення, напр., в відсаджувальних машинах (рис. 12.31).

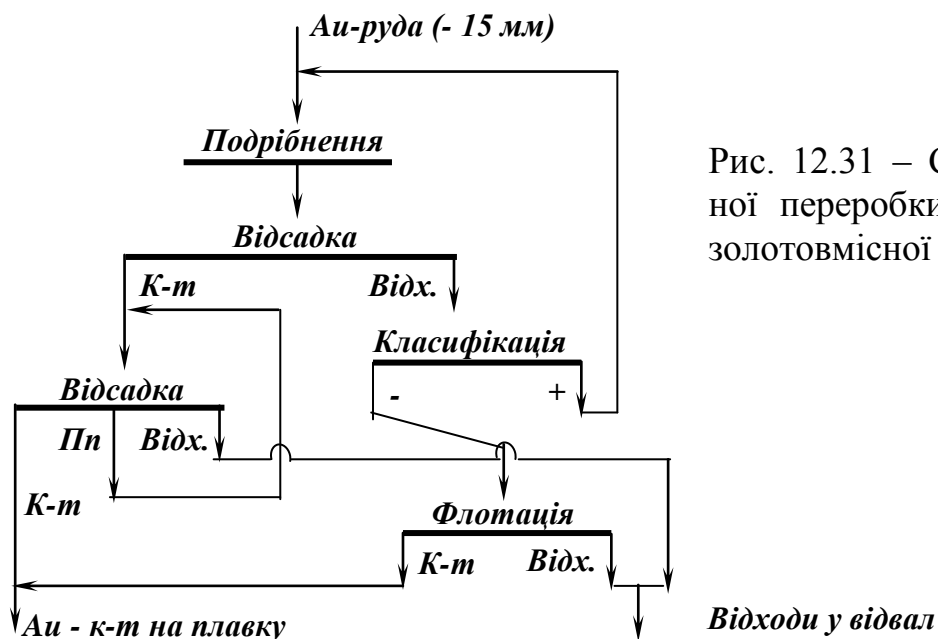


Рис. 12.31 – Схема гравітаційної переробки малосульфідної золотовмісної руди.

Така схема дозволяє з використанням гравітаційних процесів вилучити до 80 % золота. При ціануванні відходів гравітаційного збагачення вилучення підвищується до 95 %. Однак ціанування неприйнятне для руд в яких містяться вуглисті речовини, а також сульфіди міді і стибію (сурми). Крім того, ціануванням не вилучається золото, що тонко вкраплене в сульфідні мінерали. В цьому випадку доцільніша флотація золота разом з сульфідними мінералами. При дрібному і нерівномірному вкрапленні сульфідів і золота кращі результати можуть бути одержані при збагаченні стадіальними флотаційними схемами. Однак у випадку одержання відходів із вмістом золота вище відвального їх піддають гравітаційному збагаченню в гідроциклонах або відсаджувальних машинах.

В сульфідних золото-мідних рудах золото знаходиться не тільки у вільному стані, але й тонко вкраплене в сульфіди (в основному в халькопірит). Такі руди після подрібнення до крупності 70 % класу – 0,2 мм і видалення з них важких фракцій гравітаційними процесами (відсадкою, збагаченням на шлюзах) направляються на флотацію (рис. 12.32).

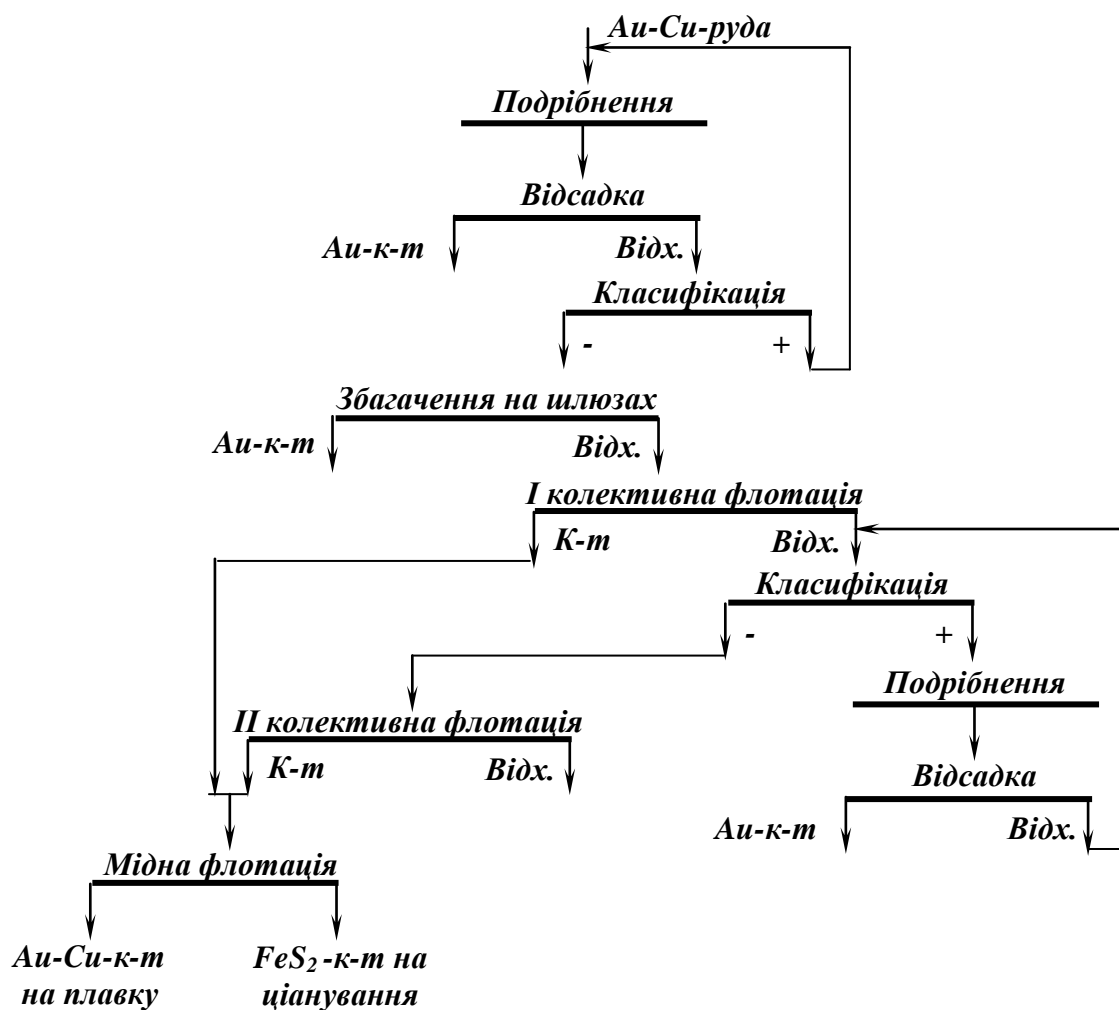


Рис. 12.32 – Схема переробки золото-мідної руди.

В поліметалічних рудах золото знаходиться звичайно в тонкодисперсному стані в сульфідних мінералах, в першу чергу в піриті і халькопіриті, рідше в галеніті і сфалериті. В поліметалічних рудах золото знаходиться також у вільному стані.

Технологія вилучення золота із поліметалічних руд (рис. 12.33) складається з уловлювання вільного золота ще в циклі подрібнення і більш повного його вилучення з концентратами. В колективних концентратах воно зв'язане з іншими цінними компонентами.

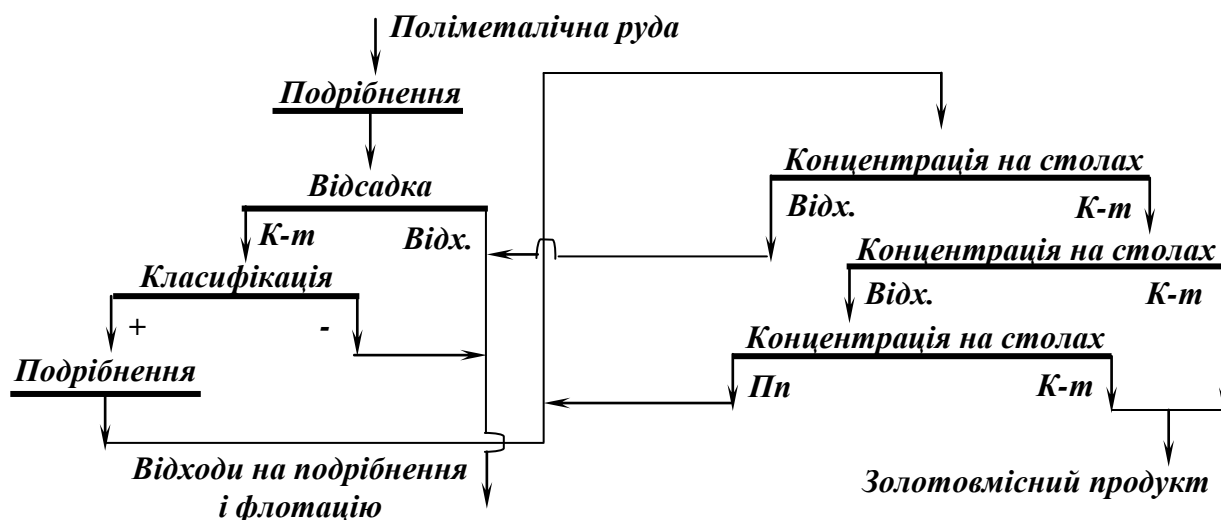


Рис. 12.33 – Схема переробки золотовмісної поліметалічної руди.

Відсаджувальні машини устатковуються у відділенні подрібнення поряд з млинами і класифікаторами. Концентрат відсаджувальних машин класифікується в гідроциклонах, злив яких направляється у відвал, а піски після подрібнення – на концентраційні столи, де одержують золотовмісний продукт. Відходи відсадки і первинної конче-

нтрації на столах направляються на подрібнення і флотацію основних компонентів.

Розсипні родовища золота представлені пухкими відкладами уламкового матеріалу, що утворився в результаті руйнування корінних родовищ під дією природних фізичних і хімічних процесів. Серед золотовмісних розсипів найбільшу промислову цінність складають алювіальні (руслові, долинні, терасові) і древні поховані. Золоті розсипи залягають шарами товщиною 1 – 3 м, довжиною 1 – 100 км, шириною 1 – 1000 м. Вміст золота в них від десятих часток г/м³ до десятків кг/м³. Зерна золота мають різну форму. А їх крупність складає від 0,1 до 4 мм.

Розробка розсипних родовищ золота здійснюється відкритими гірничими роботами з застосуванням механізованих способів – дражного, гідравлічного і екскаваторного. Вибір способу розробки визначається гірничотехнічними умовами і промисловими запасами пісків. Найбільше розповсюдження одержав дражний спосіб, як самий економічний.

Технологія вилучення золота із розсипів на драгах (рис. 12.34

) включає: підготовчі процеси, первинне збагачення з одержанням гравітаційних концентратів і доводку цих концентратів з одержанням товарної продукції.

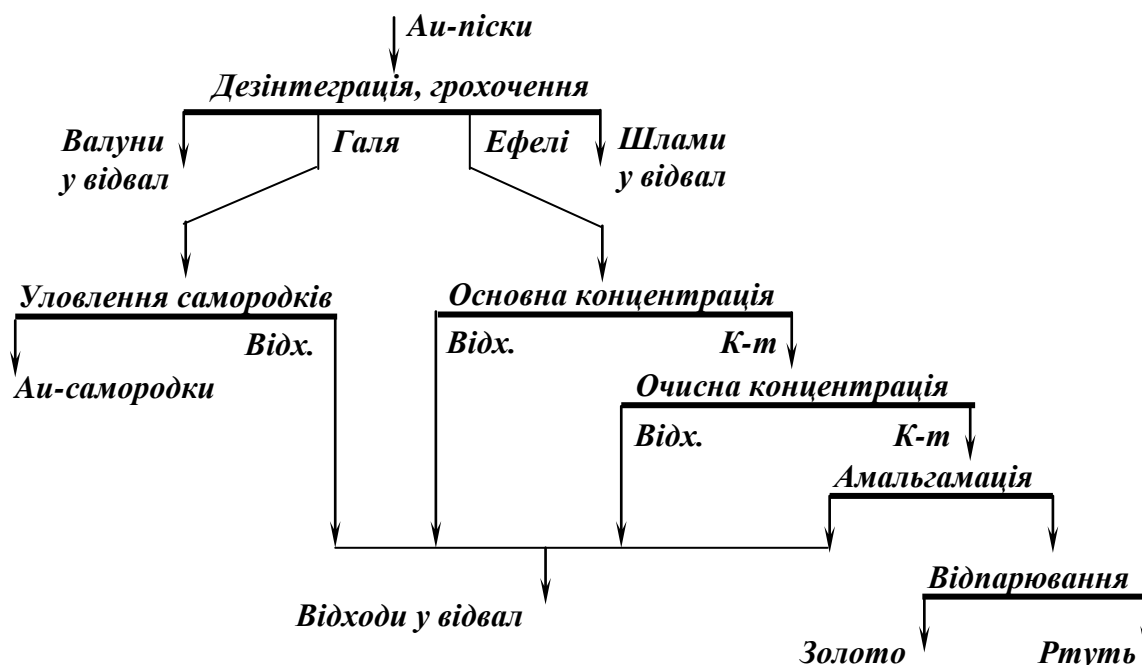


Рис. 12.34 – Типова схема збагачення золотовмісних пісків.

Підготовчі процеси застосовуються з метою звільнення зернистої частини пісків разом з золотом від глини і шламів, а також для ви-

далення крупних фракцій, що не містять золота. Перша операція здійснюється дезінтеграцією, друга – грохоченням. Таким чином, в результаті дезінтеграції, промивки і грохочення виділяють відвальний продукт в вигляді крупного матеріалу і глинистого шламу і класифікований по крупності промитий матеріал, який направляється на гравітаційне збагачення. Ефективність підготовчих операцій визначається багатьма факторами: ступенем промивності і гранулометричним складом пісків, питомою витратою води і способом її подачі, конструкцією апарата для дезінтеграції і тривалістю перебування в ньому матеріалу. Як промивні апарати для дезінтеграції легко- і середньопромивних пісків на драгах звичайно застосовують дражні бочки (барабанні грохоти), усередині яких для інтенсифікації процесу монтують біла, ланцюги, ребра, пороги і т.п. Поверхня барабана перфорована, при цьому діаметр отворів в напрямі до розвантажувального кінця збільшується від 6 до 20 мм. В кінці барабана є отвори 80 мм для уловлювання самородків великого розміру. Крім того, для розмиву пісків в барабан під тиском подається вода. Промивка середньо- і важкопромивних пісків здійснюється в скруберах, вібраційних машинах, горизонтальних і коритних мийках.

Після промивки і класифікації за крупністю золотовмісні піски (ефелі) направляються на гравітаційне збагачення, яке здійснюється на шлюзах, відсаджувальних машинах, гвинтових сепараторах, концентраційних столах і концентраторах різної конструкції. Матеріал крупністю –20 мм направляється на шлюзи, що розташовані по обидва боки барабана. Дно шлюзів має двошарове покриття: верхній шар – сталеві сітчасті листи товщиною 3 мм з ромбоподібними отворами для створення турбулентності в потоці пульпи, нижній шар – гумові килимки з чарунками, в яких осаджуються важкі зерна золота. Відходи шлюзів надходять у відсаджувальні машини, де уловлюється частина золота, що залишилася. Споліскування шлюзів здійснюється через 6 – 12 годин роботи. Концентрат відсаджувальних машин і шлюзів перетирається на концентраційних столах, де одержують шліхове золото і відходи. До складу шліхів входять зерна мінералів густиною 3 т/м³ (каситерит, шееліт, магнетит, циркон та інші). При доводці всі вони разом з частиною золота переходять у відходи доводочних операцій, які розділяються на шліхозбагачувальних фабриках. Часто гравітаційне збагачення поєднується з амальгамацією. В останні роки випробовуються також експериментальні схеми із застосуванням адгезійної сепарації для вилучення тонкого золота, при цьому крупні класи вилучають гравітаційними методами.

Збагачення на драгах відрізняється типом застосовуваних збагачувальних апаратів, схемою збагачення, способом доводки первинних

концентратів. Збагачення золотовмісних пісків може здійснюватись за простими схемами з використанням тільки подовжніх і поперечних шлюзів або тільки відсаджувальних машин. В більш розвинутих схемах передбачається застосування декількох збагачувальних машин, які доповнюють одна одну залежно від крупності збагачуваного матеріалу, що значно підвищує сумарне вилучення золота. Застосовуються схеми, в яких суміщаються збагачення на шлюзах і відсаджувальних машинах (рис. 12.35 а), а також збагачення на шлюзах концентраційних столах і гвинтових сепараторах (рис. 12.35 б).

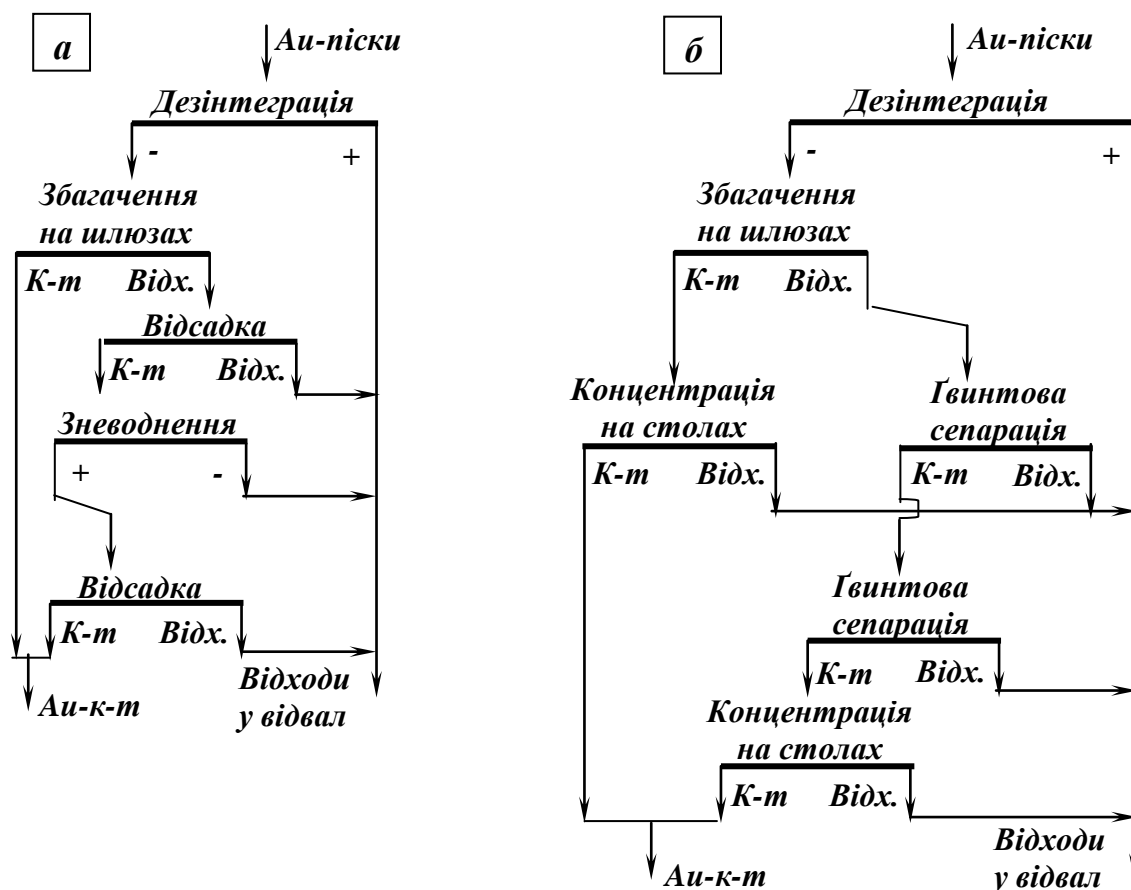


Рис. 12.35 – Схеми збагачення золотовмісних пісків.

а – на шлюзах і відсаджувальних машинах; *б* – на шлюзах, концентраційних столах і гвинтових сепараторах.

В результаті первинного збагачення на драгах одержують бідні гравітаційні концентрати, які направляються на доводку із застосуванням звичайних гравітаційних апаратів (шлюзи, відсаджувальні машини, концентраційні столи), іноді для доводки можуть застосовуватись магнітні сепаратори.

Золотоносні конгломерати – древні рудоутворення проміжного типу між жильними і розсипними родовищами. Конгломерати складаються із зцементованої гальки з домішкою піску, гравію і валунів.

Цементом в конгломератах звичайно є оксиди заліза, карбонати і глинистий матеріал. Цемент складає 70 – 80 % об'єму конгломерату. Зерна золота в конгломераті мають звичайно овальну і округлу форму. Вміст золота в конгломераті 5 – 20 г/т. Урану – до 0,06 % .

Особливості речовинного складу конгломератів – наявність тонкого міцного цементу кварцово-сульфідного типу і тонкого вільного золота, яке не зв'язане ні з жильними, ні з сульфідними мінералами. Зв'язок золота з ураном і різний характер рудного золота визначають застосування комбінованих процесів комплексного збагачення і переробки цих руд. Різноманітність процесів, що застосовуються для переробки конгломератів (гравітаційні процеси, флотація, ціанування), визначається мінералогічним складом руди, в залежності від якого використовують один або декілька методів. Якщо золото відносно крупне і вільне, застосовують гравітаційні процеси в комплексі з іншими. Якщо золото асоційоване з сульфідами, застосовують флотацію з подальшим подрібненням і ціануванням. Якщо золото дрібне (вільне або асоційоване з сульфідами), застосовують ціанування всієї руди, при цьому можлива попередня гравітаційна концентрація.

На рис. 12.36а наведена схема переробки конгломератів, де двостадійна відсадка передує флотації і ціануванню.

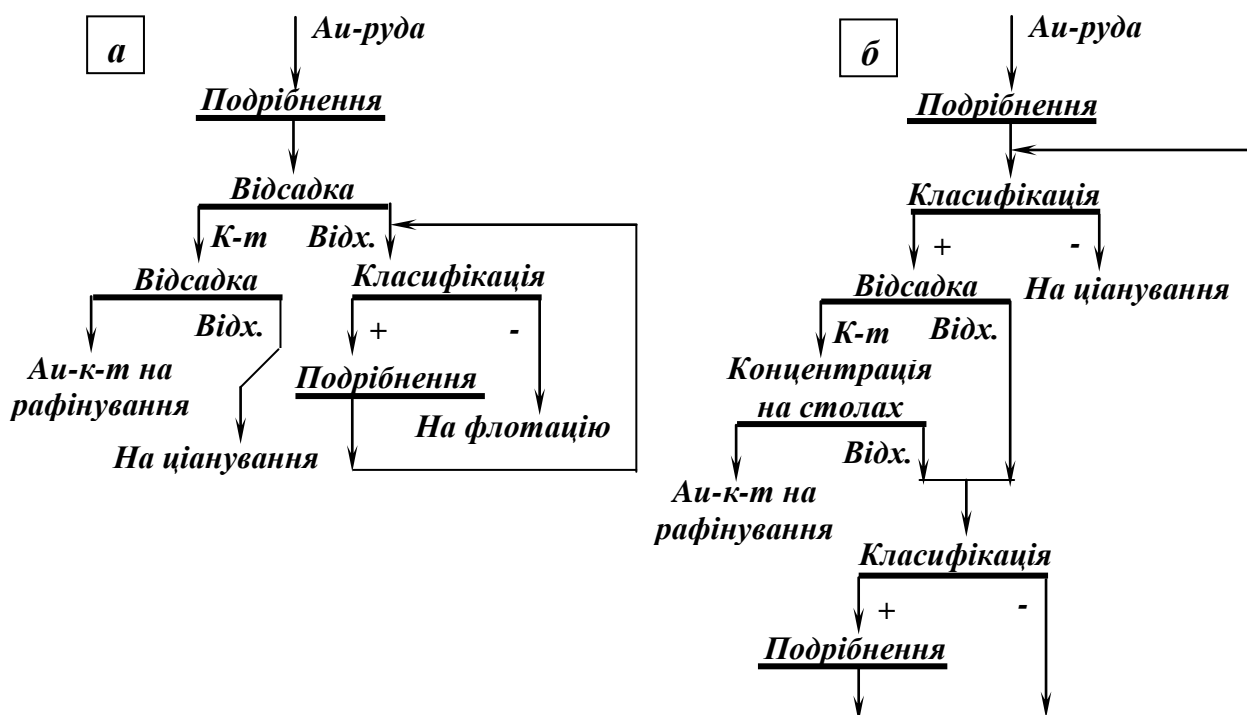


Рис. 12.36 – Схеми гравітаційного циклу переробки золотовмісних конгломератів.

а – з використанням відсадки;

б – з використанням відсадки і концентрації на столах.

У відповідності з першою наведеною схемою (рис.12.36а) злив млина першої стадії надходить на двостадійне збагачення в діафраг-

мові відсаджувальні машини. Концентрат відсадки надходить на рафінування золота. Відходи основної відсадки після подрібнення направляють на мідну флотацію, а відходи перечисної відсадки об'єднують з сульфідним концентратом, подрібнюють і направляють на ціанування.

За другою можливою схемою (рис.12.36б) руду подрібнюють в стержневих млинах і класифікують у гідроциклонах. Злив гідроциклонів подають на ціанування, а піски направляють на відсадку в діафрагмові відсаджувальні машини. Концентрат відсадки доводять на концентраційних столах, де одержують остаточний концентрат, який направляють на рафінування золота. Відходи гравітаційного циклу після класифікації в гідроциклонах подрібнюють в кульових млинах, які працюють в замкненому циклі з гідроциклонами першої стадії.

Такий цикл дозволяє не тільки зменшити об'єм матеріалу, що подається на відсадку, але й здійснити попередню концентрацію

Платинові і срібні руди збагачують за схемами аналогічними схемам збагачення золотовмісних руд.

12.6. ЗБАГАЧЕННЯ ПІСКІВ РІДКІСНИХ МЕТАЛІВ

Важкі, або прибережні, піски – джерело видобування титану, циркону, торію і рідкісноземельних металів. Основні важкі мінерали такі:

– *рутил* – основний мінерал для видобування титану, він містить 95 – 96 % TiO_2 . Рутил використовують для виробництва титанового пігменту, обмазки зварювальних електродів, металічного титану, легких міцних і корозійностійких сплавів, які застосовуються в авіа-, судно- і ракетобудуванні, транспортному машинобудуванні і хімічній промисловості;

– *ільменіт*, що містить до 52,6 % TiO_2 , – основне джерело для виробництва губчатого титану і пігментного діоксиду титану (TiO_2);

– *циркон*, містить приблизно 65 % ZrO_2 , він має високу стійкість до хімічної корозії і корозії розплавленими металами та шлаками, низьке теплове розширення і високу теплопровідність. Циркон використовують для виробництва вогнетривких виробів і на ливарних заводах;

– *монацит* – рідкісноземельний фосфат, що вилучається як побічний продукт при виробництві титанового і цирконового концентратів. Монацит є основним джерелом виробництва торію і рідкісноземельних елементів, що застосовуються в металургії, електроніці, хімії, керамічній і ядерній галузях.

Густина основних рідкісноземельних мінералів складає від 4,2 т/м³ у рутилу до 5 т/м³ у монациту.

Дві третини використовуваних сьогодні титану, цирконію і рідкісноземельних металів вилучають з розсипів, які збагачують за гравітаційними схемами.

При первинному збагаченні на дразі (рис. 12.37) піски подають в дражну бочку, куди надходить вода під тиском для кращого руйнування грудок глини.

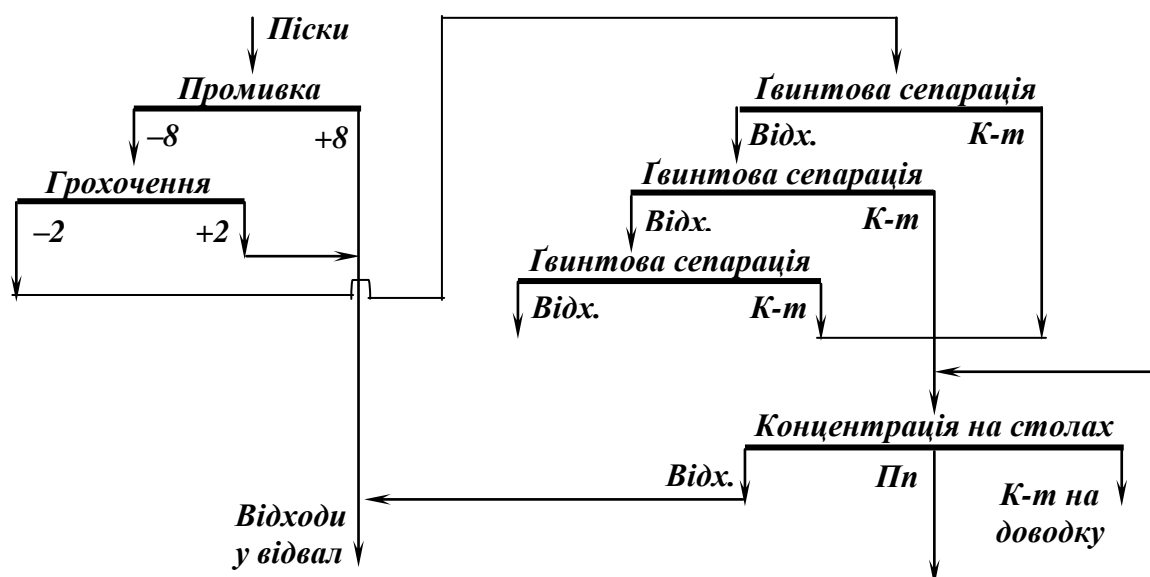


Рис.12.37 – Схема первинного збагачення пісків на дразі.

При підвищеному вмісті глини (до 40 %) застосовується тристадійна їх дезінтеграція в скруберах, на грохотах і мийних машинах (12.39). Дезінтегровані піски класифікуються в гідроциклонах, злив яких направляється у відвал, а знешламлений матеріал після класифікації по зерну 2 мм надходить на збагачення у гвинтові сепаратори (клас +2 мм) і струминні конусні сепаратори (клас –2 мм).

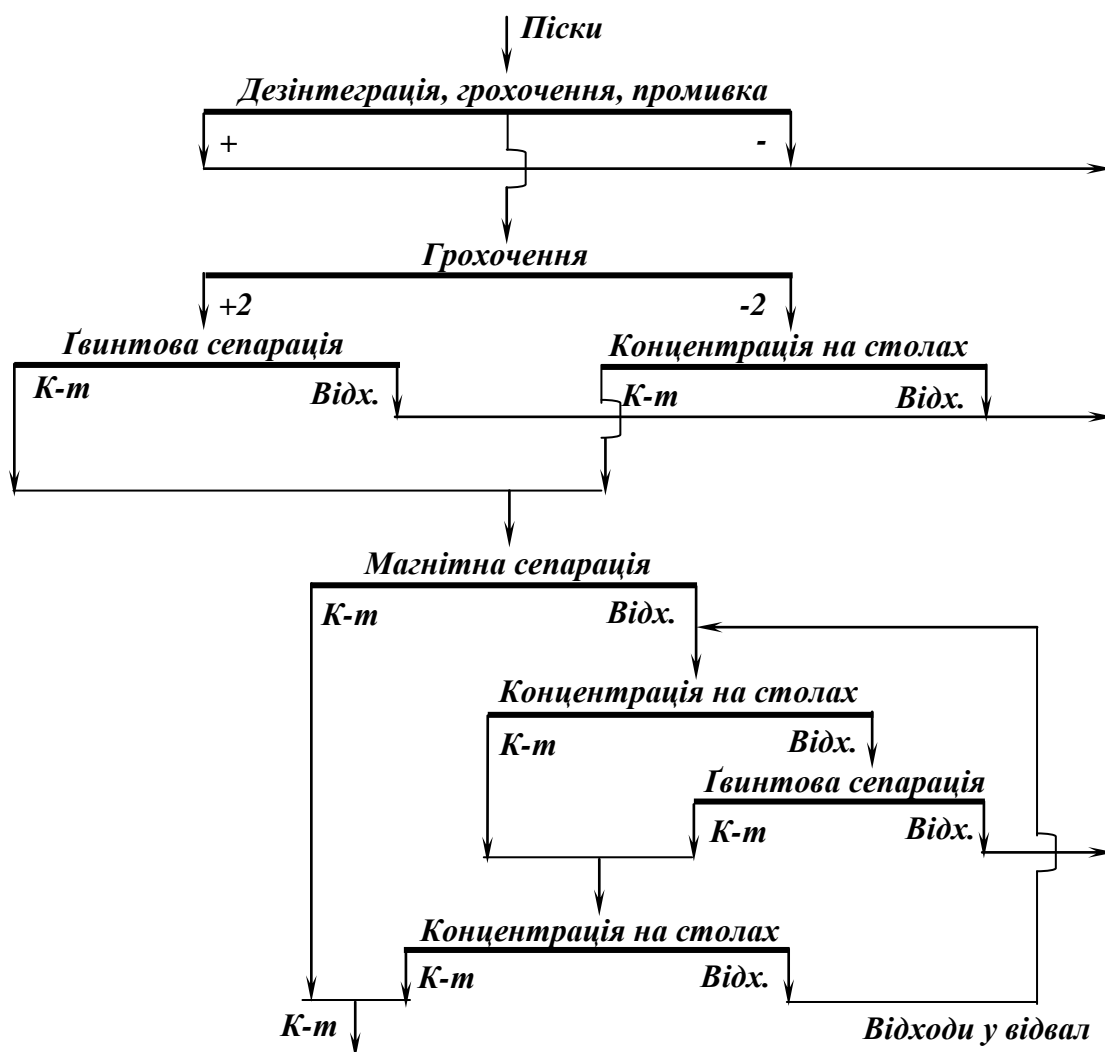


Рис. 12.38 – Схема збагачення ільменітових пісків.

Чорновий концентрат надходить на магнітну сепарацію і після трьох перелічених операцій в конусних, гвинтових сепараторах і на концентраційних столах одержують товарний продукт. При використанні цієї схеми вилучення ільменіту складає близько 85 %, а вміст TiO_2 в концентраті 60 – 65 %.

Титано-цирконієві піски Самотканського родовища, що переробляються на збагачувальній фабриці Верхньодніпровського гірничо-

металургійного комбінату (ВДГМК), містять до 6 % ільменіту, рутилу, лейкоксену, циркону, дистену, силіманіту, ставроліту. Основні породні мінерали – кварц (до 70 %) і глина (8 – 30 %). Добування пісків здійснюють відкритим способом – екскаваторами. З кар'єру піски доставляють на фабрику гідротранспортом, довжина якого близько 8 км.

Збагачувальна фабрика складається з таких відділень: дезінтеграції і знешламлення, гравітаційного збагачення (рис. 12.39) і сушильно-доводочного (рис. 12.40).

Дезінтеграція і знешламлення – підготовчі процеси, що призначені для розпушення пісків, перетворення їх на пульпу і відмивки пісків від глини і шламів. Дезінтеграція пісків здійснюється в дві стадії: перша – у скрубєрі, друга – в коритній мийці. Для знешламлення використовуються гідроциклони і струминні зумпфи.

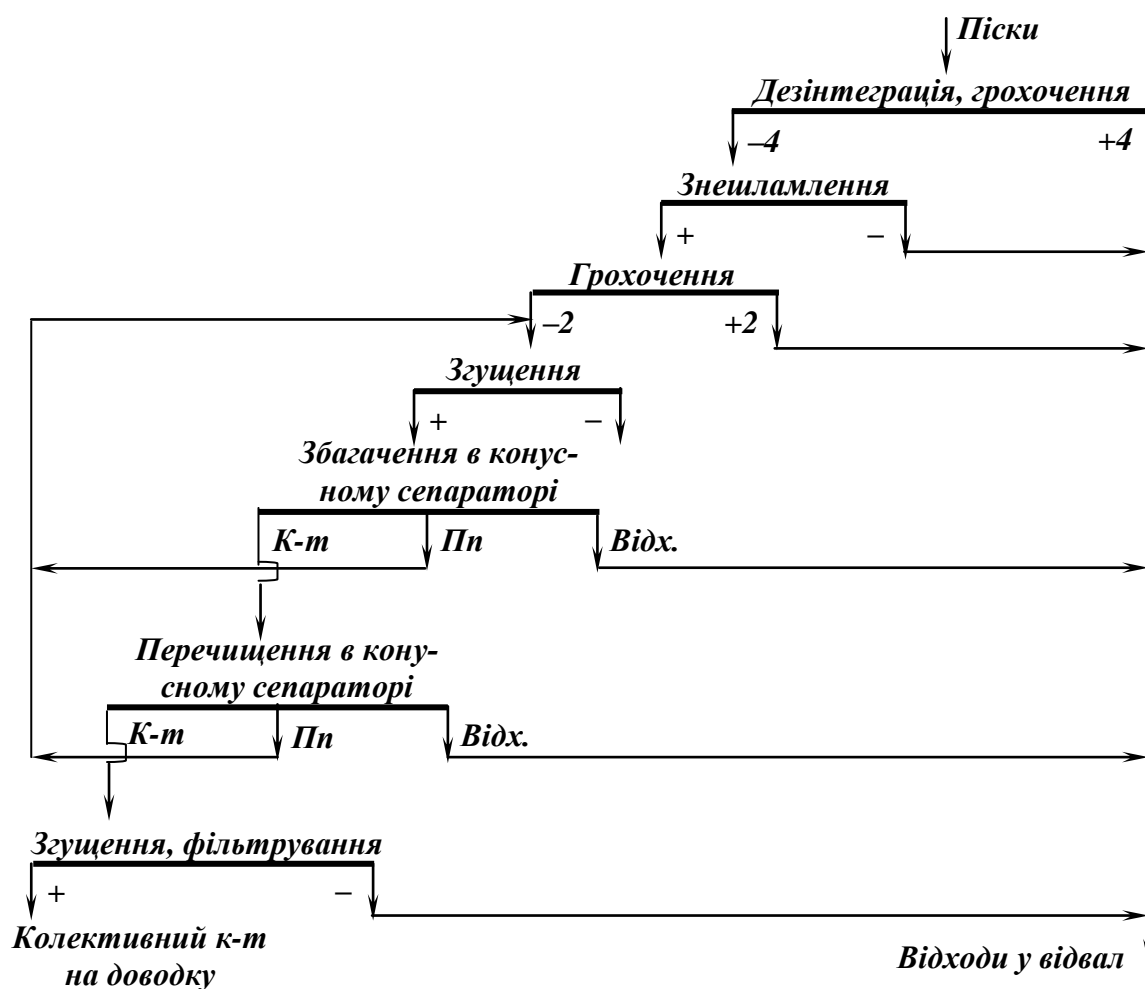


Рис. 12.39 – Схема підготовки і гравітаційного збагачення титано-цирконієвих пісків на збагачувальній фабриці ВДГМК.

Знешламлений матеріал подається насосами в головний корпус, де виконується їх грохочення по зерну 2 мм. Клас +2 мм направляється-

ся у відвал, а клас –2 мм через згущувальні лійки подається на секцію п'яти- і шестиярусних конусних сепараторів. Після збагачення на конусних сепараторах продукти розділення направляють: концентрат – на перечисну концентрацію в п'ятиярусний конусний сепаратор, відходи основної концентрації – у відвал, а промпродукт повертається в голову процесу. Після перечисної концентрації промпродукт також повертається в голову процесу, а колективний концентрат направляється на зневоднення, сушку і доводку.

Колективний концентрат після сушки розділяють в електростатичному сепараторі на провідну фракцію (ільменіт і рутил) і непровідну (циркон, ставроліт, дистен, залишки ільменіту і кварц).

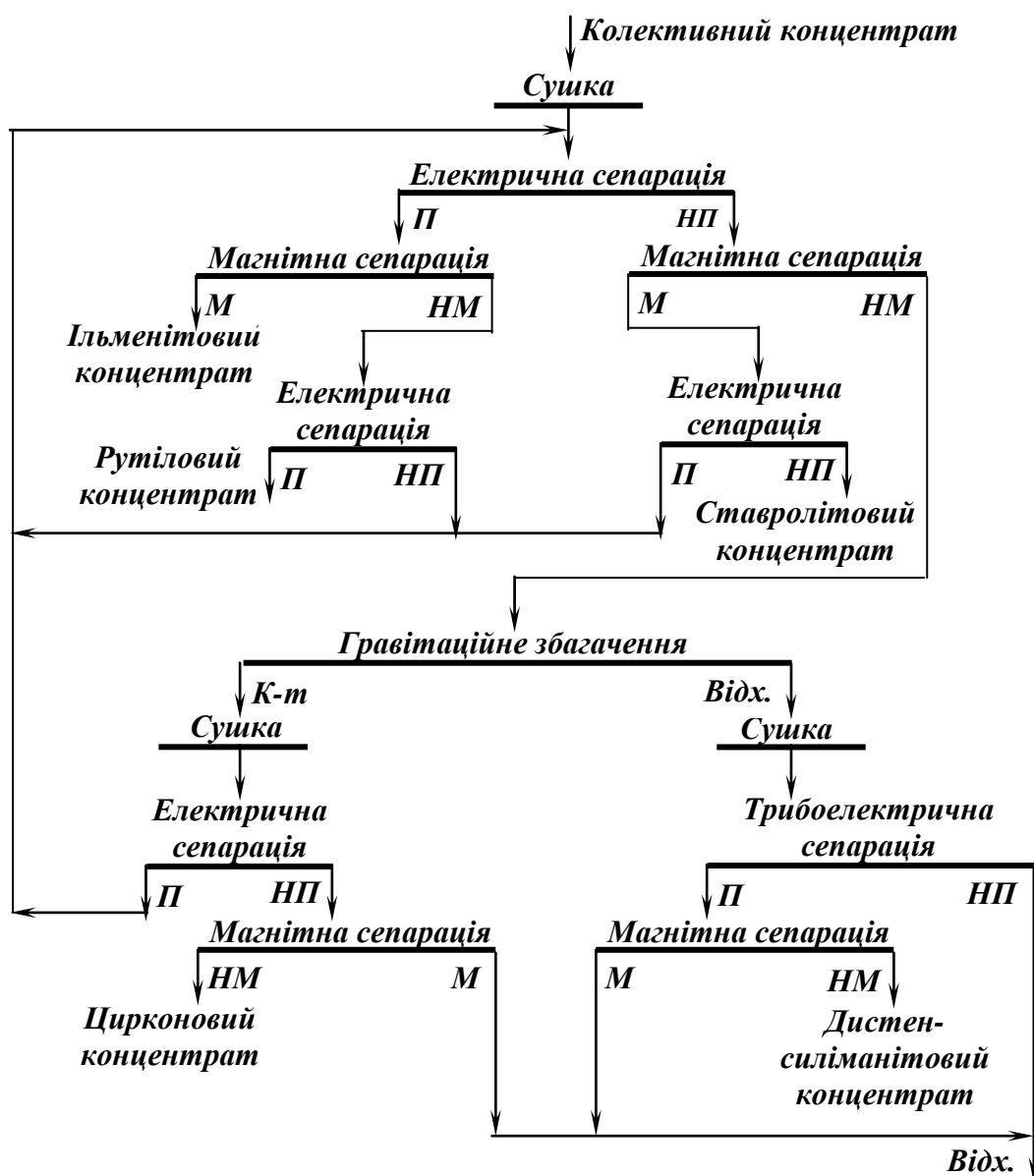


Рис. 12.40 – Схема доводки колективного концентрату на збагачувальній фабриці ВДГМК.

П, НП, М, НМ – провідна, непровідна, магнітна, немагнітна фракції.

Подальше розділення провідної фракції магнітною сепарацією дозволяє виділити в магнітну фракцію ільменітовий концентрат, а в немагнітну – рутиловий, який потім перечищається в барабанних коронно-електростатичних сепараторах.

Непровідна фракція після електростатичної сепарації направляється на магнітну сепарацію, тут у магнітній фракції концентруються ільменіт і ставроліт, а в немагнітній – циркон, дистен і кварц. Ільменіт і ставроліт розділяють електростатичною сепарацією з одержанням ставролітового концентрату (непровідникова фракція).

Немагнітний продукт надходить на гравітаційне збагачення в конусних сепараторах з перечисткою концентрату на концентраційному столі, а відходів на гвинтовому шлюзі і концентраційному столі. Доводка продуктів гравітаційного збагачення електричною, трибоелектричною і магнітною сепарацією приводить до одержання цирконового і дистен-силіманітового концентратів.

Основною товарною продукцією комбінату є концентрати: ільменітовий з вмістом TiO_2 63 – 65 %, рутиловий – 92 – 95 % TiO_2 , цирконовий – 62 – 65 % ZrO_2 , дистен-силіманітовий – 58 % Al_2O_3 і ставролітовий – 48 % Al_2O_3 .

Крім того, кварцові відходи ВДГМК також є товарним продуктом, який містить 97–98 % SiO_2 . Ці відходи використовуються в ливарному виробництві (як формувальний матеріал), в скляній промисловості (виробництво технічного скла), у виробництві будівельних матеріалів і абразивних виробів.

12.7. ЗБАГАЧЕННЯ НЕМЕТАЛІЧНИХ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Діапазон промислових неметалічних корисних копалин і галузі їх використання дуже великі, тому спільним для них є необхідність в тих продуктах, що не можуть бути отримані без цих корисних копалин.

Алмази добувають в основному в двох регіонах: в Якутії (Росія) і в Південній Африці (Південна Африканська Республіка, Намібія, Ботсвана, Заір-Конго, Сьєра Леоне).

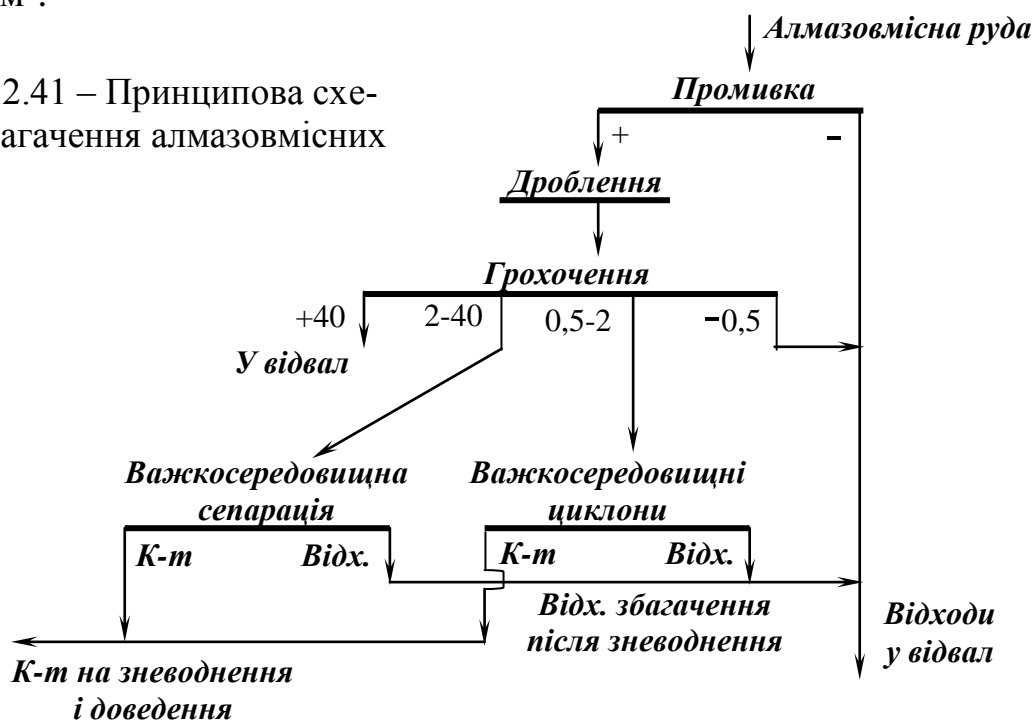
Найважливіші галузі застосування алмазів такі: механічна обробка виробів з високоміцних матеріалів, буріння свердловин, ювелірна промисловість.

При переробці алмазних руд з вмістом до 70 % важкопромивної синьої глини дезінтеграція матеріалу починається ще в процесі розробки родовища гідромонітором. Розмита гірнична маса крупністю до 150 мм направляється в скруббер-бутару типу дражної бочки, але з пе-

редньою перфорованою частиною (для видалення надлишку води) і суцільною кінцевою. Промитий продукт додатково промивається на двох послідовно установлених грохотах. Одержані в результаті промивки ефелі направляють на збагачення.

Схеми основного циклу збагачення алмазовмісних руд включають підготовчі операції (дроблення, грохочення, промивку) і операції збагачення (відсадкою або у важких суспензіях). На збагачення надходять тільки середні класи крупності, крупні і дрібні класи, що не містять алмазів, направляють у відвал. Вибір максимальної і мінімальної крупності зерен, які подаються на збагачення, залежить від величини алмазів, що містяться в руді. Звичайно максимальна крупність збагачуваного матеріалу складає до 40 мм, мінімальна – до 0,5 мм. Якщо середні класи крупності збагачуються відсадкою, то вони попередньо класифікуються за вузькою шкалою з модулем 2 або 3. При збагаченні у важких суспензіях вузької класифікації не потрібно. У суспензійних сепараторах може збагачуватися матеріал крупніше 1,8 мм, у суспензійних циклонах – крупніше 0,5 мм. Унаслідок високої цінності алмазів і порівняно невеликого розходження в густині алмазів ($3,5 \text{ т/м}^3$) і порожньої породи ($2,7\text{-}2,9 \text{ т/м}^3$) найбільш раціональним для основного циклу збагачення є процес розділення в суспензіях. Типова схема основного циклу (рис. 12.41) включає операції дроблення руди і розділення її на чотири класи крупності зі спрямуванням найкрупніших і найдрібніших фракцій у відвал (не містять алмазів). Середні класи крупності направляються на збагачення в конусні суспензійні сепаратори (крупний середній) і циклони (дрібний середній). Збагачення здійснюється в феросиліцієвій суспензії густиною 2900 кг/м^3 .

Рис 12.41 – Принципова схема збагачення алмазовмісних руд.



В результаті збагачення одержують алмазовмісний концентрат (важкий продукт) і породу (легкий продукт). Виділення суспензії з продуктів збагачення і її регенерація здійснюються за звичайною схемою.

Вихід чорнового концентрату важкосередовищних збагачувальних установок складає до 0,1 % при вилученні алмазів більше 98 % і вмісті їх у концентраті 100 – 1000 каратів на 1 т (1 карат = 0,2 г).

Доводка концентрату основного циклу збагачення здійснюється за схемами, що включають процеси грохочення, флотації, магнітної і електричної сепарації, збагачення на жирових столах і люмінесцентних автоматичних сепараторах. Вибір процесів доводки чорнових концентратів залежить від їх мінералогічного складу і крупності.

Схема збагачення алмазовмісних розсипних руд відрізняється від схеми, що наведена на рис. 12.41, тільки складом підготовчих операцій, до яких надходять дезінтеграція матеріалу (для руйнування глинистих комплексів і відділення шламів) і грохочення (для розділення матеріалу на чотири класи).

При переробці алмазовмісних руд може бути застосована схема (рис. 12.42) з використанням важкосередовищної сепарації для збагачення крупного класу + 1,65 мм і відсадки для збагачення дрібного класу – 1,65 мм.

Клас + 1,65 мм збагачується в конусних важкосередовищних сепараторах, а клас – 1,65 мм – в діафрагмових відсаджувальних машинах. Вихід концентрату складає 5–7 %, його доводка провадиться на жирових столах. Відходи важкосередовищної сепарації класифікують по крупності 10 мм, клас – 10 мм направляють у відвал, а клас + 10 мм дроблять і повертають у процес.

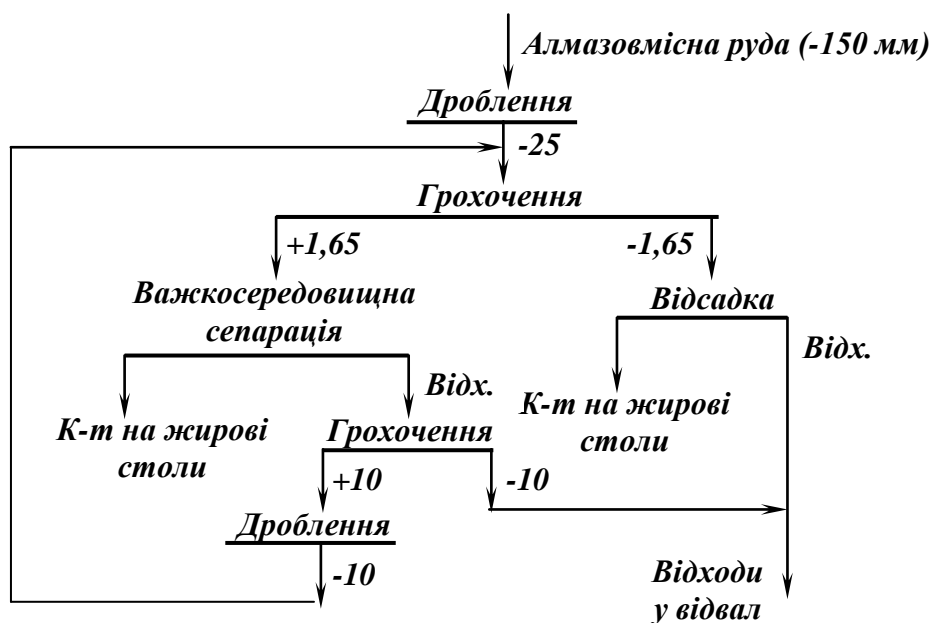


Рис. 12.42 – Схема збагачення алмазовмісної руди.

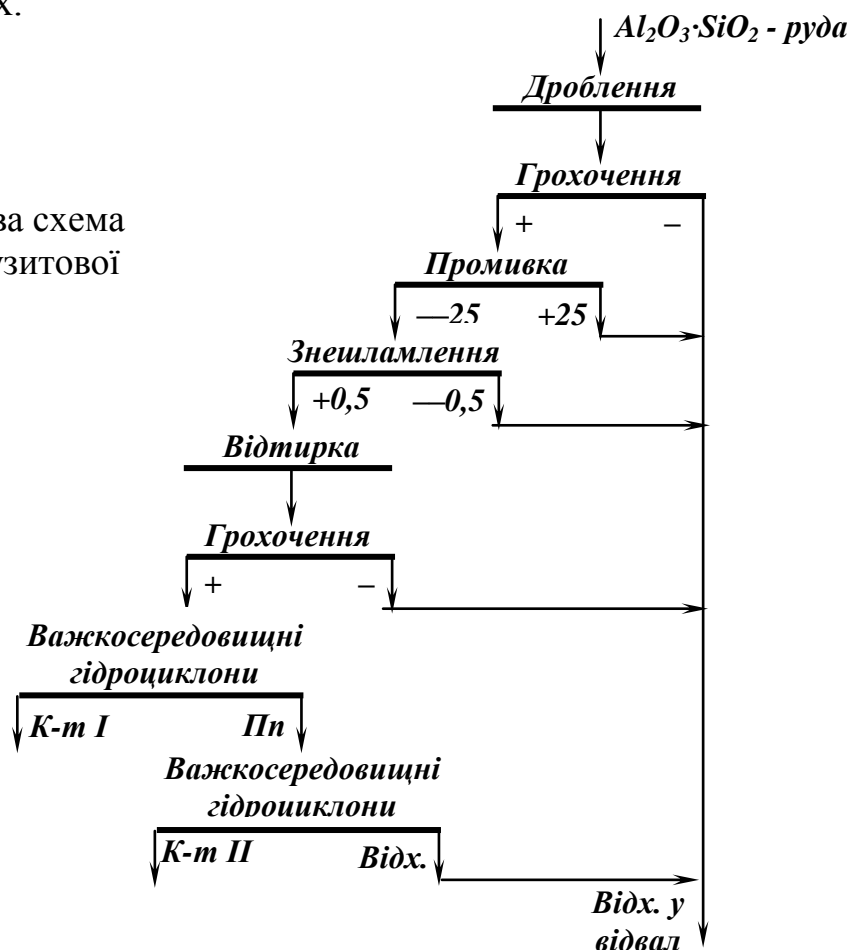
На сьогодні основним обладнанням, що застосовується для вилучення алмазів є важкосередовищні гідроциклони.

У важких суспензіях збагачують також андалузитові, баритові, доломітові, магнезитові, флюоритові та деякі інші руди. Крупність матеріалу, що надходить на збагачення, складає від 3 до 50 мм, тому найчастіше застосовується важкосередовищна сепарація. У зв'язку з порівняно високою густиною розділюваних компонентів цих руд в процесі сепарації використовується феросиліцієва суспензія густиною 2700 – 3000 кг/м³.

Андалузит ($Al_2O_3 \cdot SiO_2$) – алюмосилікат, що використовується для виробництва вогнетривів. Андалузит має підвищену вогнетривкість, тому що вміст Al_2O_3 в ньому складає 63 % (у вогнетривкій глині – 46 %).

Найпростіший спосіб збагачення андалузиту – важкосередовищна сепарація. Відповідно з технологічною схемою (рис. 12.43) руду дроблять у валковій дробарці і направляють на мокре грохочення. Підрешітний продукт (шлами) скидають у відвал, а надрешітний промивають у барабанному грохоті для відділення крупного класу +25 мм, який видаляється у відвал. Клас –25 мм знешамлюється в гідроциклоні, злив яких (шлами крупністю 0 – 0,5 мм) також скидається у відвал. Знешамлений матеріал після відтирки і грохочення для остаточного відділення шламів збагачується в дві стадії у важкосередовищних гідроциклоні.

Рис. 12.43 – Типова схема збагачення андалузитової руди.



Технологічна схема переробки баритових руд (рис. 12.44) включає дві-три стадії дроблення, відсадку, концентрацію на столах і флотацію.

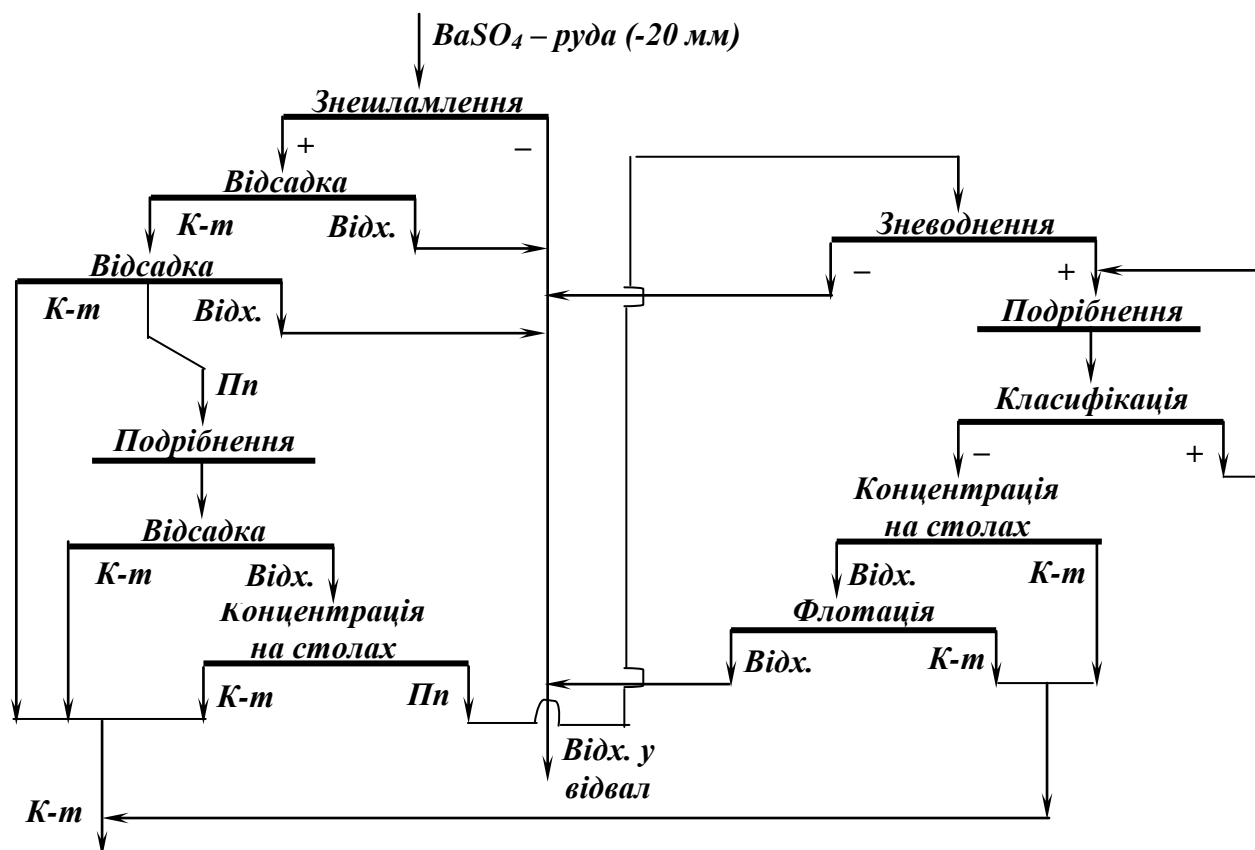


Рис.12.44 – Схема переробки баритових руд.

Живленням основної і перемішувальної відсадки служить руда, дроблена до крупності 20 мм. В результаті збагачення відсадкою одержують три продукти: товарний концентрат, відвальні відходи і промпродукт. Промпродукт перемішувальних відсаджувальних машин подрібнюється в стержневому млині до 0,8 мм і переробляється у відсаджувальних машинах, де одержують концентрат і багаті відходи, з яких на піскових концентраційних столах вилучають додаткову кількість концентрату. Промпродукт піскових концентраційних столів після подрібнення до 0,2 мм в кульовому млині, що працює в замкненому циклі з гідроциклонами, направляють на шламові концентраційні столи, де матеріал розділяється на концентрат і відходи. Відходи шламових столів перероблюють флотацією з одержанням концентрату і відвальних відходів.

Доломіт ($\text{CaCO}_3 \cdot \text{MgCO}_3$) і магнезит (MgCO_3) використовуються у виробництві вогнетривів. Найпростішою схемою збагачення доломітових і магнезитових руд є схема із застосуванням важкосередовищної сепарації (рис. 12.45). Відповідно з цією схемою доломіто-магнезитову руду після двостадійного дроблення розділяють на чотири класи: +40; 5 – 40; 0,5 – 5 і 0 – 0,5 мм. Клас +40 мм додроблюють і повертають у процес, клас 0,5 – 5 мм направляють на випал, а клас 0 – 0,5 мм – у відвал.

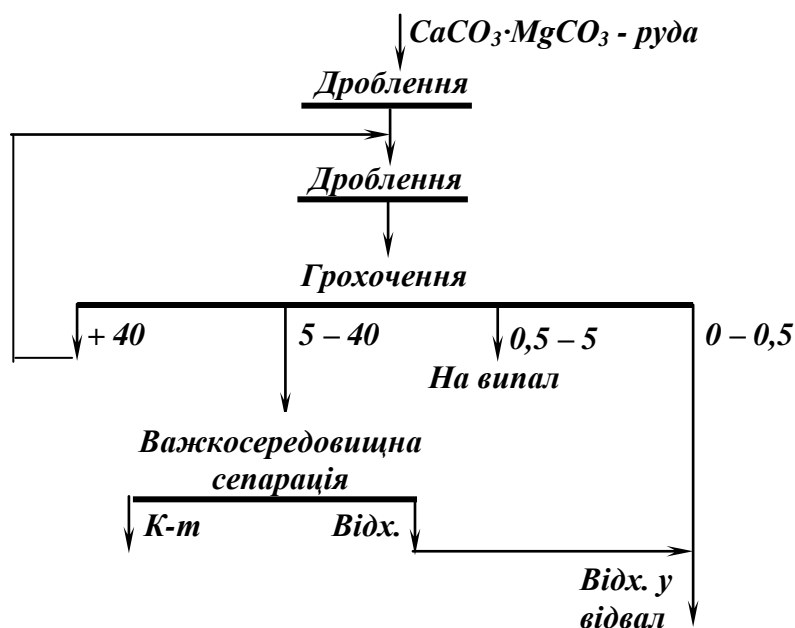


Рис. 12.45 – Схема збагачення доломіто-магнезитових руд

На збагачення в конусні важкосередовищні сепаратори надходить клас 5 – 40 мм. Густина суспензії в сепараторі $2,7 \text{ т/м}^3$, як обважнювач застосовується суміш феросиліцію і магнетиту у співвідношенні 9 : 1.

Остаточний продукт, – доломіто-магнезитовий концентрат, – використовується для виробництва декількох видів вогнетривких виробів.

За аналогічними схемами працює багато фабрик для збагачення доломітових і магнезитових руд.

Флюорит (CaF_2) використовується в сталеливарній, алюмінієвій і хімічній промисловості. В металургійній промисловості він застосовується для зниження температури плавлення, в хімічній – як сильний окиснювач.

Основний метод збагачення плавикового шпату – флотація, але іноді для попередньої концентрації використовують гравітаційні процеси.

При збагаченні флюоритових руд може бути використана відсадка разом з важкосередовищною сепарацією. За технологічною схе-

мою (рис. 12.46) руда дробиться до крупності 20 мм, і направляється на грохочення з промивкою в барабанному грохоті. У результаті цієї операції руда розділяється на класи 3 – 20 і 0 – 3 мм. Клас 3 – 20 мм збагачується важкосередовищною сепарацією (в барабанних сепараторах), а клас 0 – 3 мм після знешламлювання збагачується відсадкою (в повітряно-пульсаційних машинах). У відходи видаляється близько 45 % матеріалу. Гравітаційний концентрат містить до 87 % CaF_2 . Шлами збагачуються флотацією.

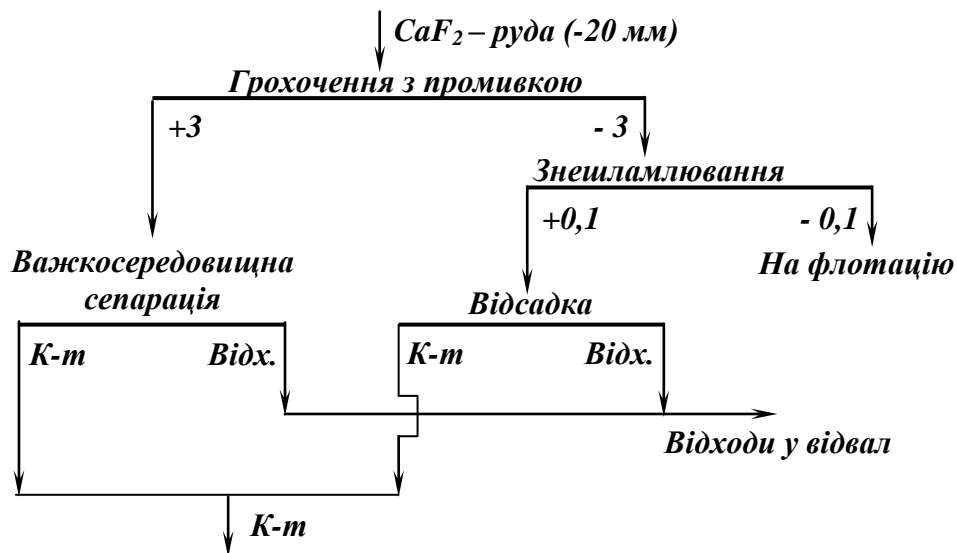


Рис. 12.46 – Схема збагачення флюоритової руди важкосередовищною сепарацією і відсадкою.

Схема з використанням важкосередовищних гідроциклонів простіша і компактніша (рис. 12.47).

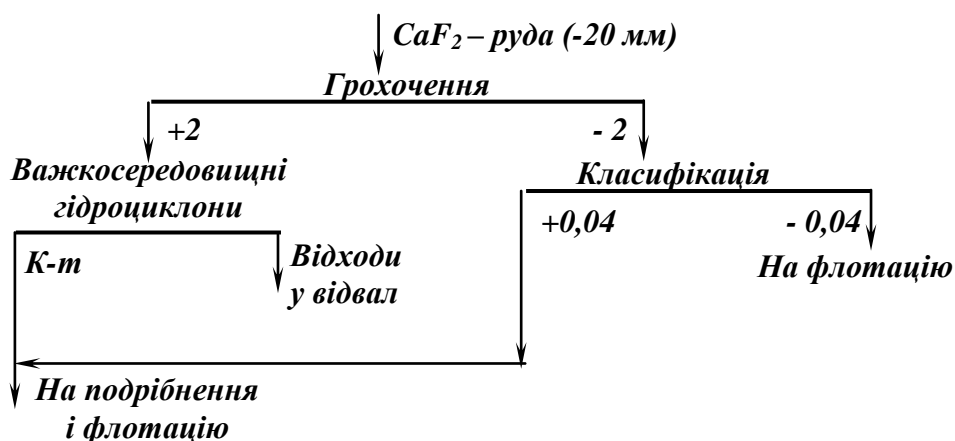


Рис. 12.47 – Схема збагачення флюоритової руди в важкосередовищних гідроциклонах.

Відповідно з цією схемою руда дробиться в три стадії до крупності 20 мм і подається на підготовче грохочення по класу 2 мм. Клас

–2 мм класифікують по зерну 0,04 мм в гідроциклонах, злив яких направляють у відвал. Клас +2 мм збагачують у важкосередовищних гідроциклонах, їх легку фракцію направляють у відвал. Піски класифікаційних гідроциклонів об'єднують зі збагаченим продуктом (важка фракція) і подають у відділення подрібнення. Таким чином, завдяки попередньому гравітаційному збагаченню у відходи видаляється 60 % матеріалу перед подрібненням і флотацією.

Щебінь, гравій і пісок застосовуються для будівельних робіт, виготовлення важких, монолітних і збірних бетонних і залізобетонних конструкцій, як основу або баластний шар при дорожньому будівництві.

Гравійно-піщані родовища, а також родовища осадового походження (вапняки, доломіти) звичайно містять глинисті включення. Промивку матеріалу, що добувається на таких родовищах, доцільно здійснювати на початку процесу збагачення або після першої стадії дроблення з використанням скрубєрів (рис. 12.48).

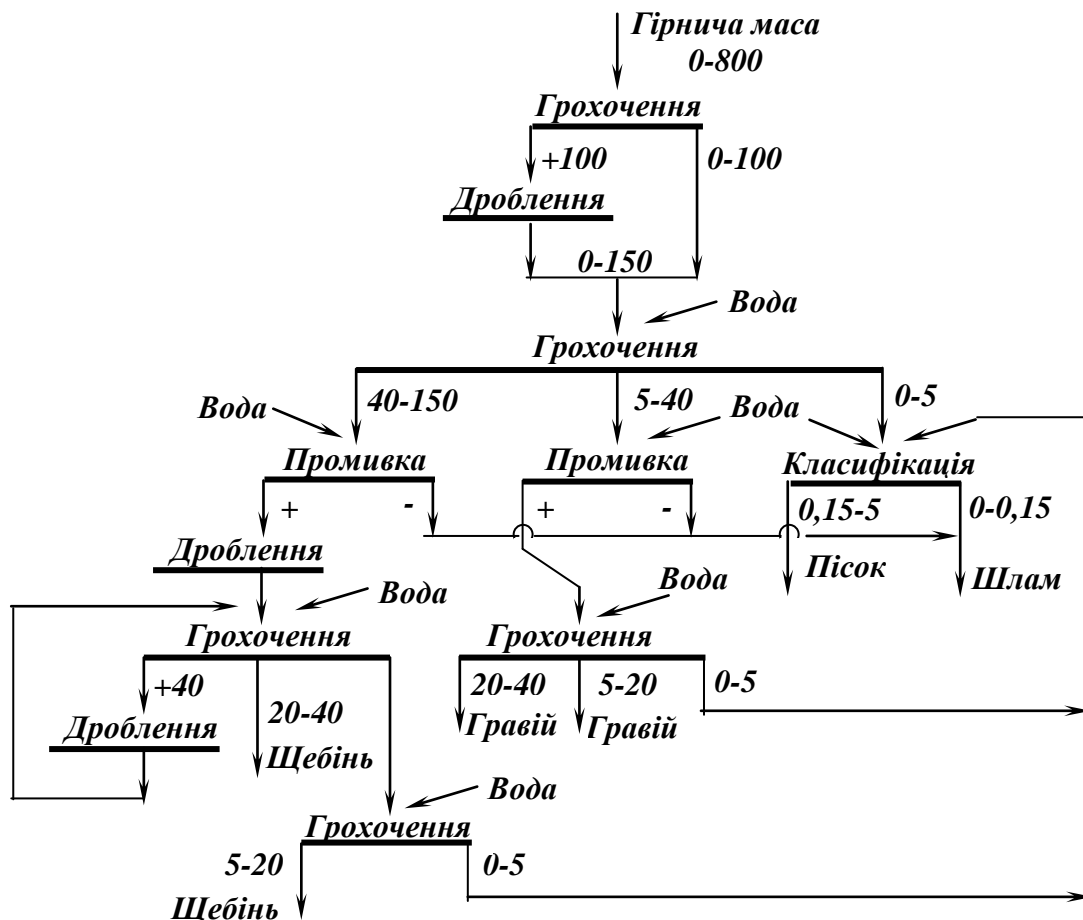


Рис. 12.48 – Схема гравійно-сортувальної фабрики.

Застосування промивки на початку технологічної схеми дозволяє запобігти замазуванню глиною робочих поверхонь грохотів і дробарок у подальших стадіях. Гравійно-піщані породи перероблюються за трипотоковою технологією з виділенням гравійного, щебеневого і піщаного потоків. Розділення на гравійний і щебеневий потоки (за крупністю 20 або 40 мм) здійснюється у першій стадії дроблення, а на гравійний і піщаний потоки (за крупністю 5 або 3 мм) – перед товарним сортуванням або промивкою гравію.

12.8. ЗБАГАЧЕННЯ БРУХТУ КОЛЬОРОВИХ МЕТАЛІВ

Сортування брухту і відходів кольорових металів є однією з трудомістких операцій первинної обробки. Вона полягає у візуальному розділенні брухту на однорідні метали по розходженню їх металічної основи і іншим відмітних ознаках.

Механізація сортування полягає у застосуванні сортувальних столів або конвеєрів, грохотів, важкосередовищних установок, пневматичних, магнітних або електростатичних сепараторів.

Механізованому сортуванню у важкосередовищній установці (рис. 12.49) може піддаватися *алюмінієвий брухт* після двостадійного дроблення в щоківій і роторній дробарках до крупності 150 мм.

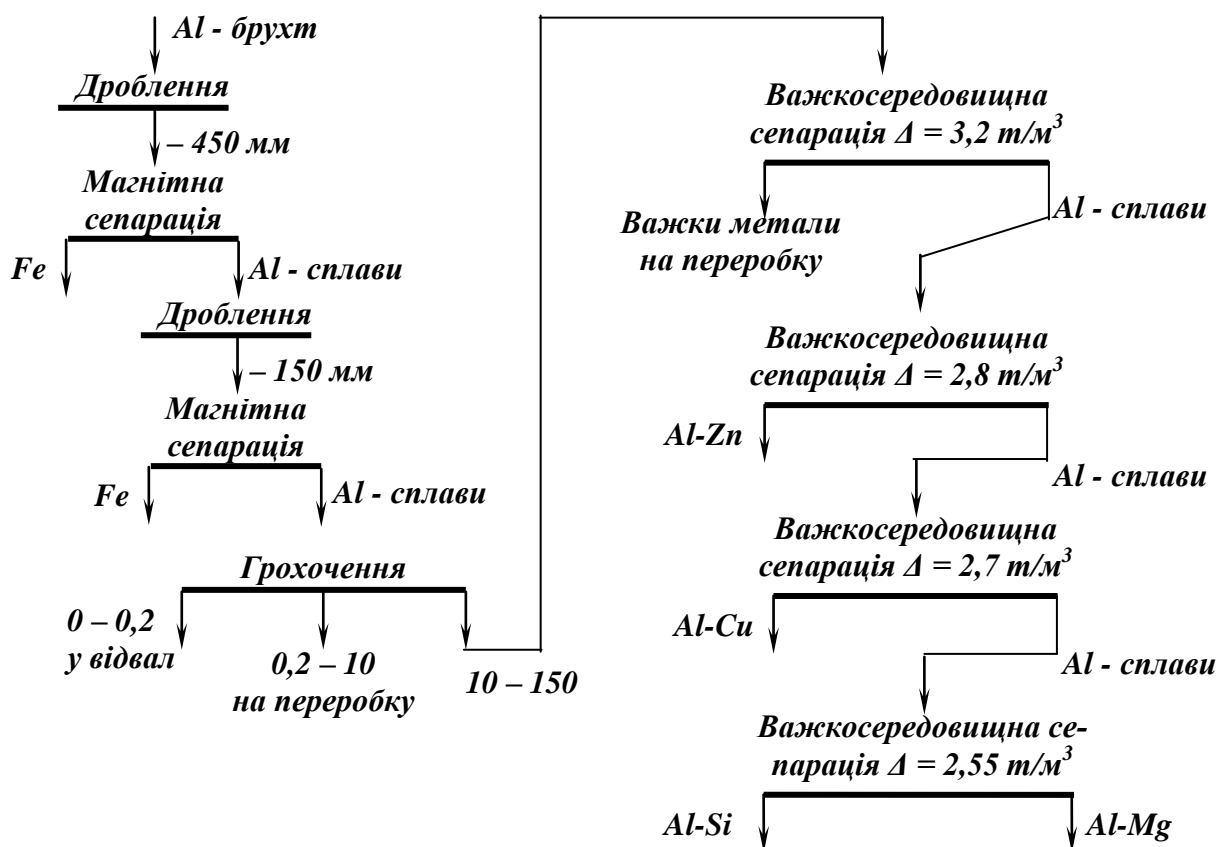


Рис.12.49 – Схема переробки алюмінієвого брухту важкосередовищною сепарацією.

Для відділення чорних металів дроблений продукт на кожній стадії піддається магнітній сепарації. Після відділення заліза дроблений продукт надходить на мокре грохочення, де він розділяється на класи 10 – 150; 0,2 – 10 і 0 – 0,2 мм. Клас 0 – 0,2 мм (землисте засмічення) направляється у відвал, клас 0,2 – 10 мм – на переробку разом зі струшкою, клас 10 – 150 мм на переробку важкосередовищною сепарацією в декілька стадій. Суспензія з максимальною необхідною густиною $3,2 \text{ т/м}^3$ приготавлиється з суміші феросиліцію і магнетиту. На першій стадії важкосередовищної сепарації при густині суспензії $3,2 \text{ т/м}^3$ в легку фракцію виділяють суміш алюмінієвих сплавів, а у важку – важкі кольорові метали, які направляють на переробку разом з аналогічною сировиною. При послідовному розділенні алюмінієвих сплавів у суспензіях з густиною 2,8; 2,7 і $2,55 \text{ т/м}^3$ одержують алюмінієво-цинкові, алюмінієво-мідні, алюмінієво-кременисті і алюмінієво-магнієві продукти.

Технологія переробки *брухту свинцевих акумуляторів* включає двостадійне дроблення в щоківій і роторній дробарках, магнітну сепарацію для відділення залізних компонентів, класифікацію дробленого до 10 мм продукту на три класи 3 – 10; 0,5 – 3; 0 – 0,5 мм і збагачення класів 3 – 10 і 0,5 – 3 мм у вихрових важкосередовищних гідроциклонах (рис. 12.50).

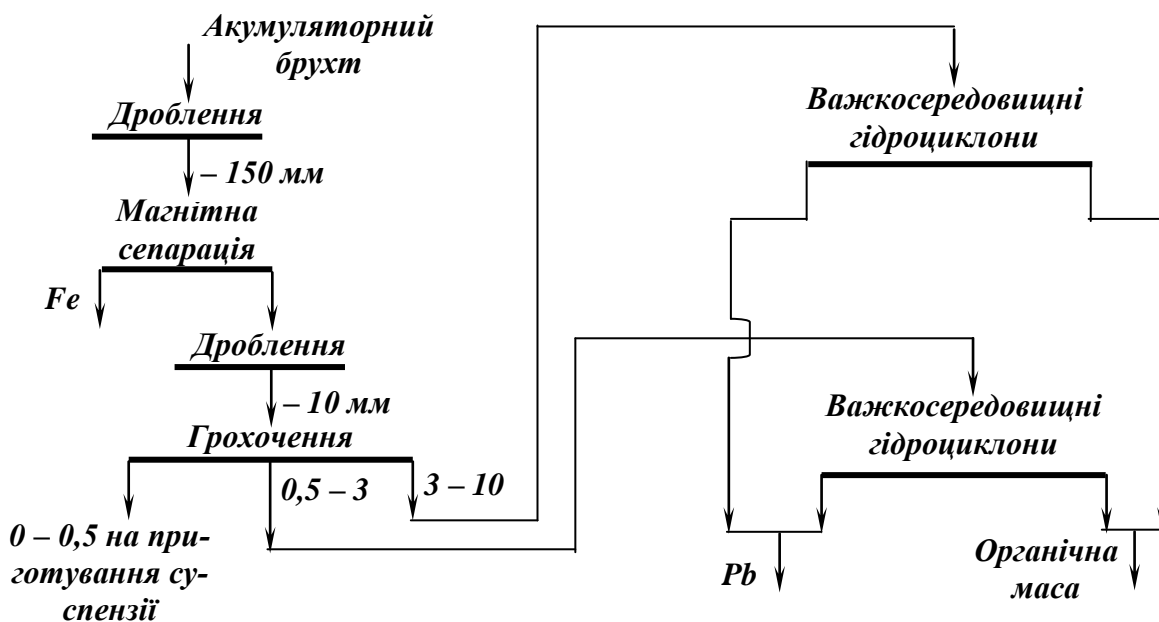


Рис. 12.50 – Схема переробки брухту свинцевих акумуляторів у вихрових важкосередовищних гідроциклонах.

Розділення вихідного матеріалу на свинець і органічну масу у вихрових важкосередовищних гідроциклонах здійснюється у свинцевій суспензії, для приготування якої використовується клас 0 – 0,5 мм.

Розроблена технологія (рис. 12.51) переробки *брухту броньованого кабелю*, що передбачає дроблення до 20 мм, відділення феромагнітних домішок магнітною сепарацією і ізоляційних матеріалів пневмосепарацією.

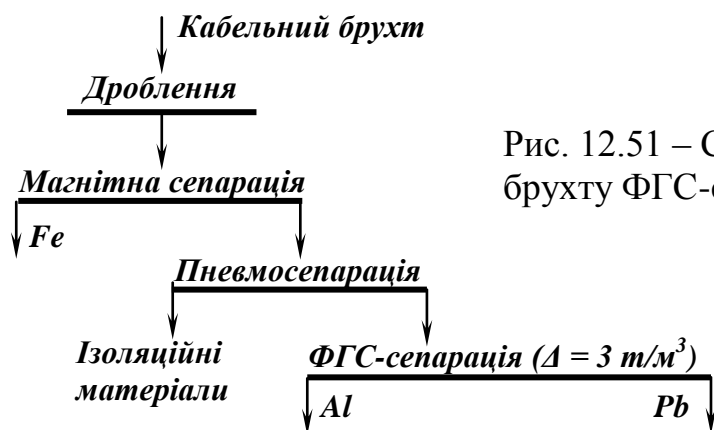


Рис. 12.51 – Схема переробки кабельного брухту ФГС-сепарацією.

Розділення алюмінієво-свинцевого продукту здійснюється феро-гідростатичною сепарацією в сепараторі ФГС-70 при ефективній густині феромагнітної рідини 3 т/м³. При цьому отримують: алюмінієвий продукт, що не містить свинцю, і свинцевий продукт із вмістом алюмінію до 0,2 %.

При розділенні *брухту мідно-свинцевого кабелю* за допомогою цієї технології отримані: чистий мідний продукт і свинцевий продукт, що містить 0,3 % міді. Ефективна густина феромагнітної рідини при ФГС-сепарації в даному випадку складає 9 т/м³.

Продукти ФГС-сепарації – алюмінієвий, мідний і свинцевий – придатні для виплавки марочних сплавів.

Змішану стружку алюмінієвих сплавів також можна розділити з використанням ФГС-сепарації (рис.12.52).



Рис.12.52 – Схема переробки алюмінієвої стружки ФГС-сепарацією.

Алюмінієва стружка після дроблення до 20 мм направляється на три стадії ФГС-сепарації. Стружка сплавів системи Al-Mg спливає при ефективній густині феромагнітної рідини $2,50 - 2,65 \text{ т/м}^3$, системи Al-Cu-Si – при $2,65 - 2,75 \text{ т/м}^3$, системи Al-Zn – при $2,70 - 2,95 \text{ т/м}^3$. Отримані продукти розділення придатні для виплавки якісних алюмінієвих сплавів.

Контрольні запитання

- 1. Вибір і обґрунтування технологічних процесів і схем збагачення вугілля залежно від збагачуваності, крупності і вмісту породи.*
- 2. Вибір і обґрунтування технологічних процесів і схем збагачення руд чорних металів залежно від мінерального складу, магнітних властивостей мінералів, вмісту глини і промивності руди.*
- 3. Вибір і обґрунтування технологічних процесів і схем збагачення руд кольорових металів залежно від типу руди, мінерального складу і вкращення корисних компонентів.*
- 4. Вибір і обґрунтування технологічних процесів і схем збагачення вольфрамітових і каситеритових руд залежно від типу руди, речовинного складу і вкращення корисних компонентів.*
- 5. Особливості при виборі і обґрунтуванні технологічних процесів і схем збагачення руд розсипних родовищ.*
- 6. Вибір і обґрунтування технологічних процесів і схем збагачення неметалічних корисних копалин залежно від типу руди, мінерального складу і вмісту глини.*
- 7. Вибір і обґрунтування технологічних процесів і схем збагачення золотовмісних руд залежно від типу руди, мінерального складу і вкращення золота.*
- 8. Особливості при виборі і обґрунтуванні технологічних процесів і схем збагачення брудних кольорових металів.*

КОРИСНІ КОПАЛИНИ УКРАЇНИ

Україна входить в число провідних мінерально-сировинних держав світу. Поєднання різновікових (від архею до кайнозою) структурних елементів, що сформувалися внаслідок вияву всіх властивих становленню земної кори процесів, обумовило широкий діапазон корисних копалин, що складають мінерально-сировинну базу країни. Україна, яка займає всього 0,4% земної суші і де проживає 0,8% населення планети, має в своїх надрах 5% мінерально-сировинного потенціалу світу. В Україні за даними Геоінформу розвідано 20 тис. родовищ та проявів 111 видів корисних копалин (за іншими даними – 200 видів корисних копалин, 120 з яких використовує людство сьогодні). З них 7807 родовищ 94 видів корисних копалин мають промислове значення і враховуються Державним балансом запасів. Найбільше економічне значення мають кам'яне вугілля, нафта і газ, залізні і марганцеві руди, самородна сірка, кам'яна і калійна солі, нерудні будівельні матеріали, мінеральні води. Їх родовища знаходяться у різних геологічних регіонах України. За розвіданими запасами деяких корисних копалин Україна випереджає РФ, США, Великобританію, Францію, ФРН, Канаду та інші. Зокрема, за запасами і видобутком залізних, марганцевих, титано-цирконієвих руд, багатьох видів неметалічної сировини Україна в кінці ХХ ст. займала провідне місце серед країн СНД, Європи і світу.

У порівнянні з державами СНД за запасами розвіданих корисних копалин на Україну припадає: 75 % марганцевих руд, 31 % залізних руд, 40 % титанових руд, 28 % кам'яного вугілля, 80 % сірки, 60 % каоліну, 50 % графіту, 35 % вогнетривких глин. Для України характерне зручне розташування основних родовищ і їх добре освоєння.

Серед горючих корисних копалин (вугілля, нафта, газ, торф, горючі сланці) головне місце займає кам'яне вугілля, запаси якого сконцентровані в трьох басейнах: Донецькому і Львівсько-Волинському кам'яновугільних і Дніпровському буровугільному.

Донецький кам'яновугільний басейн є основним і найбільш старим, він охоплює території Донецької і Луганської областей площею понад 150 тис. км². Промисловий видобуток тут ведеться з 1795 року. В цьому басейні зосереджено 92 % запасів кам'яного вугілля країни, з них 44 % коксівного і 56 % енергетичного. З 1949 року освоюється

Західний Донбас в межах північно-східної частини Дніпропетровської області і частково Харківської. Донецький басейн представлений усіма марками вугілля. Використання значних запасів донецького вугілля ускладнюється важкими умовами його видобування: вугілля залягає малопотужними пластами товщиною від 0,6 до 1,2 м, на значних глибинах і інколи під великим кутом. Сучасні методи видобутку дозволяють опускатися на глибину до 1500 м, де товщина пластів більша, але це тягне за собою збільшення собівартості донецького вугілля.

Львівсько-Волинський кам'яновугільний басейн – другий за значенням в Україні. Він знаходиться на заході країни в межах Волинської і Львівської областей і витягнутий з півночі на південь вздовж берегів Західного Бугу. Площа, що зайнята басейном, невелика – всього 10 тис. км², глибина залягання пластів складає 300 – 500 м. Розробки в басейні ведуться з 50-х років ХХ ст. В цьому басейні також є коксівні і енергетичні марки вугілля. Максимальна товщина пластів досягає 2,8 м.

Дніпровський буровугільний басейн простягнувся вздовж Дніпра і охоплює території Житомирської, Київської, Черкаської, Дніпропетровської і Запорізької областей. Потужність пластів в родовищі від 3 до 12 м. Вугілля залягає на глибинах 150 – 170 м, тому його добувають як відкритим, так і підземним способом. Через сипучість, значну вологість і низьку калорійність вугілля не вигідно перевозити на великі відстані, тому його використовують для задоволення місцевих потреб в паливі і як сировину для хімічної промисловості.

Понад 20 % добутого кам'яного вугілля збагачується важкосередовищною сепарацією, близько 50 % – відсадкою і до 15 % – гвинтовою сепарацією та флотацією.

На межі Кіровоградської і Черкаської областей відкриті запаси горючих сланців (3,7 млрд т). Основні їх поклади зосереджені в Болтишській западині і приурочені до гірських порід палеогену. Виділено 5 горизонтів потужністю 2-40 м, що залягають на глибині 180-500 м. Вміст керогену 30-40%, вихід смол 10-20%, зольність 50-60%, теплота згоряння 10-16 МДж/кг. Поклади горючих сланців виявлені також в межах Дніпровсько-Донецької западини, Волино-Подільської плити, в Карпатах і Кримських горах. Менілітові сланці у великій кількості залягають у Карпатах.

За запасами нафти та газу Україна посідає четверте місце в Європі після Норвегії, Великобританії і Нідерландів. На її території розташовані три нафтогазових регіони: Західний (Львівська, Івано - Франківська, Чернівецька, Закарпатська обл.), Східний (Полтавська, Сумська, Харківська та Чернігівська обл.) та Південний (Причорноморсько-Кримський). Таким чином, промислові і прогнозовані запаси нафти в Україні залягають у Дніпровсько-Донецькій нафтогазоносній області, Карпатській та Причорноморській нафтогазоносних провінціях. На державному балансі нараховується 289 родовищ вуглеводнів. Експлуатується понад 4300 нафтових та газових свердловин. Потреби України за рахунок власного видобутку забезпечуються нафтою на 10-12 %, а газом на 20-22 %.

Дніпровсько-Донецька нафтогазоносна область знаходиться на Лівобережжі, вона простягнулася смугою на 650 – 700 км і шириною 80 – 150 км. Серед 140 розвіданих родовищ найбільш крупні газові: Шебелинське, Західно-Хрестищинське, Єфремівське; нафтове – Леляківське; нафтогазоносні – Гніздинцівське, Качанівське і Яблунівське.

Карпатська нафтогазоносна область охоплює території Передкарпаття, Українських Карпат і Закарпаття. Більша частина родовищ знаходиться в межах Львівської та Івано-Франківської областей. Добування нафти тут почалося в 1775 році, а газу – в 1913 році, тому значна частина запасів вже вичерпана. Найкрупнішими нафтовими родовищами тут є Долинське і Бориславське, газовим – Дашавське.

Причорноморська нафтогазоносна область охоплює території Одеської, Миколаївської, Херсонської областей і північну частину Криму. В межах нафтогазоносної області розроблено 60 родовищ. Перспективними є прибережні ділянки дна Чорного моря.

Вилучення нафти з надр здійснюється, в основному, насосним і фонтанним способами.

На території України зосереджені значні запаси рудних корисних копалин – залізні, марганцеві, поліметалічні і руди кольорових металів.

В Україні освоєно 35 родовищ залізних руд. Більша частина запасів знаходиться на Придніпровському узгір'ї в межах Дніпропетровської і частково Кіровоградської областей.

За матеріалами Державного інформаційного геологічного фонду України запаси залізних руд категорій, що не розробляються А+В+С₁ оцінюються в 26.1 млрд т, а категорії С₂ – в 4.3 млрд т; запаси катего-

рій, що розробляються $A+B+C_1$ становлять 17.7 млрд т, категорії C_2 – 2.7 млрд т.

Найбільшим є Криворізький залізорудний басейн, що простягнувся вздовж ріки Інгулець смугою довжиною 100 км і шириною 2 – 7 км. Промислове значення мають багаті руді (залізисті магнетитові кварцити) з вмістом заліза до 45 %, добування яких ведеться кар'єрним способом. В цьому басейні найбільш перспективне Саксаганське родовище.

Кременчуцький залізорудний басейн простягнувся вузькою смугою шириною до 3,5 км з півночі на південь Полтавської області. Руди також представлені залізистими і магнетитовими кварцитами з вмістом заліза 27 – 35 %. Добування руди ведеться відкритим способом.

Білозерський залізорудний басейн знаходиться на території Запорізької області і займає площу довжиною 65 км при ширині 20 км. За запасами багатих руд цей басейн займає друге місце після Кривбасу. Але значна глибина залягання руд дозволяє провадити добування тільки підземним способом.

Збагачення залізних руд в кінці ХХ ст. здійснювалося на Інгулецькому, Південному, Новокриворізькому, Центральному, Північному, Полтавському гірничозбагачувальних комбінатах та Запорізькому і Камиш-Бурунському залізорудних комбінатах. Основним процесом збагачення залізних руд є магнітна сепарація, але руди Керченського родовища збагачуються відсадкою з попереднім дробленням, подрібненням і класифікацією.

Україна має значні запаси марганцевих руд.

Нікопольський і Великотокмацький марганцеворудні басейни – одні з найбільших у світі, їх запаси складають 2,8 млрд. тонн. Нікопольський басейн локалізований на території Дніпропетровської і Запорізької областей, він простягнувся смугою шириною 25 км з заходу на схід і південний схід. Вміст марганцю в рудах – до 30 %. Перспективним є освоєння Великотокмацького родовища марганцевих руд.

Добування марганцевих руд ведеться підземним і відкритим способом. Збагачення марганцевих руд здійснюється на Орджонікідзевському і Марганецькому гірничозбагачувальних комбінатах. Основні процеси збагачення марганцевих руд – відсадка, магнітна сепарація, флотація та високоградієнтна магнітна сепарація.

Кольорові метали в Україні представлені титановими, цирконовими, нікелевими, алюмінієвими, поліметалічними і ртутними рудами.

Україна має найбільші в Європі запаси та ресурси титану. Державним балансом запасів к.к. враховано 15 родовищ титану (з них 4 розробляють), які розташовані в межах Київської, Дніпропетровської, Харківської, Донецької обл. Унікальні родовища титанових і титаноцирконієвих руд розташовані в Житомирській і Дніпропетровській областях (Самотканське родовище). Добування руд ведеться відкритим способом, а їх збагачення гравітаційними процесами. Збагачення титанових руд здійснюється на Іршанському гірничо-збагачувальному комбінаті.

Родовище нікелевих руд знаходиться в Кіровоградській області (Побужське), алюмінієвої сировини (боксити, алуніти, нефеліни) – в Дніпропетровській, Черкаській, Донецькій, Хмельницькій і Закарпатській областях. Руди добуваються відкритим способом і переробляються методом електроплавки. В Закарпатті добуваються поліметалічні руди.

За загальними запасами ртуті (1,9 % світових) Україна займає 5-е місце (після Іспанії, Алжиру, Китаю і Киргизії). В Європі за загальними запасами металу Україна займає 2-е місце (після Іспанії, з великим відривом від неї, 1999). Ртутні руди представлені гідротермальними вулканогенними родовищами в Закарпатті (Боркут, Кам'яний кар'єр і інш.) і епітермальними в Донецькій ртутній провінції (родовище Микитівського рудного поля).

Найбільшим і найстарішим є Микитівське родовище в Донецькій області. Переробка ртутних руд здійснюється в печах киплячого шару. Нові родовища ртуті виявлені в Закарпатті (Вишковське родовище).

За підтвердженими запасами урану і його ресурсами країна займає 1-е місце в Європі (1999). Росія за цими показниками перевищує Україну, але її родовища знаходяться на Євразійському континенті. Україна за зарубіжними оцінками має 1,8% підтверджених світових запасів урану, що складає 45,6 тис. т. Руди виявлені в межах Українського щита. Держбалансом запасів корисних копалин враховано 17 родовищ (у Кіровоградській – 14, Миколаївській – 2, Дніпропетровській – 1).

Родовища і прояви свинцево-цинкових руд відомі в фанерозойських утвореннях Закарпаття (Мужіївське, Берегівське, Беганське), на Донбасі (Нагольний кряж, Слов'янське) і у Передкарпатті (Волинський прогин). Пром. інтерес представляють закарпатські вулканогенні гідротермальні родовища і епітермальне Біляївське (Харківська обл.).

Держбалансом запасів враховується 4 родовища: Мужіївське, Берегівське, Беганське і Пержанське комплексне цинкове родовище. Всього в Україні на кінець XX ст. запаси свинцю категорій А+В+С1 складали за оцінками 302 тис.т., а цинку 724 тис.т.

Відкрито 15 родовищ золота в Придніпров'ї, Приазов'ї, Донбасі і Закарпатті і почато їх промислове використання. Збагачення золото-вмісних руд здійснюється гравітаційними процесами. За іноземними даними [Mining Annual Review 2002] в Україні загальні запаси золота складають 3 200 т, ідентифіковано 236 проявів золота, 10 з яких має по 80-135 т золота кожний.

На території України зосереджені значні запаси неметалічних корисних копалин: сірка, озокерит, калійна і кам'яна сіль, вогнетривкі глини, магнезит, вапняки, будівельні матеріали, графіт, каоліни, плави-ковий шпат, фосфорити, апатит, вогнетриви, бентонітові глини і інші.

Родовища сірки і озокериту в Передкарпатті – найбільші в світі. Держбалансом запасів України враховано 12 родовищ (5 розробляють). Вміст сірки в руді Яворівського родовища (Львівська область) складає 25 % . Добування руди ведеться відкритим способом, а її збагачення здійснюється на Роздольському гірничо-хімічному комбінаті. Основний метод збагачення сірчаних руд – флотація.

Кухонну сіль добувають в Артемівському і Слав'янському (Донбас), Солотвинському (Карпати) родовищах, а також з ропи озера Сиваш. Крім того, з води Азовського моря виділяють також бром і його сполуки, вміст якого в воді складає 30 мг/л.

Україна багата на гірничохімічну сировину. Великі запаси калійних солей зосереджені в Івано-Франківській (Калуське, Тростянецьке, Туро-Волинське родовища) і Львівській області (Стебниківське, Бориславське родовища). Калуське, Стебниківське і Сиваські родовища багаті на магнезійні солі. Калійну сіль добувають в Стебниківському і Калуському родовищах в Передкарпатті. Калійні солі добувають відкритим і підземним способом, а їх переробку здійснюють на Калуському хімічному комбінаті і Стебниківському калійному заводі. Основний метод збагачення калійних солей – флотація.

Родовища нерудної сировини, що використовується в металургії, зустрічаються по всій території України. Найбільше родовище вогнетривких глин – Часов'ярське знаходиться в Донецькій області, добування пластів глини товщиною до 20 м з глибини 130 – 150 м здійснюється відкритим способом.

Флюсові і доломітизовані вапняки добувають відкритим способом в Донецькій області і в Криму, їх переробка здійснюється на дробильно-сортувальних фабриках Комсомольського і Балаклавського рудоуправлінь.

Родовища магнезиту є в Дніпропетровській і Запорізькій областях.

Україна займає 2-е місце у світі за запасами графіту (прогнознi ресурси понад 1 млрд т, 20% світових, Китай – 26%). Виявлено бл. 300 родовищ і проявів графіту. Графітові родовища сконцентровані в Побузькому, Бердичівському, Криворізькому і Приазовському районах УЩ. Всі родовища належать до метаморфогенного типу. Держбалансом ресурсів України враховано 5 родовищ графіту. Родовища кристалічного графіту (Заваліївське, Троїцьке і інш.) пов'язані з тілами графітових гнейсів і їх корою вивітрювання. Рудні тіла залягають серед метаморфічних порід і в сер. містять 6% графіту. Балансові запаси графітової руди категорії А+В+С1 в кінці ХХ ст. склали в Україні 125,8 млн т, графіту – 7843 тис.т. Практичний інтерес представляють г.ч. рихлі руди зони вивітрювання. Їх перспективні ресурси становили на 2000 р. 869 млн т (46,3 млн т графіту), а прогнознi – 700 млн т.

В Кіровоградській області добувається графіт. Глибина залягання графіту 130 – 150 м, тому його добування ведеться відкритим способом, а збагачення методом флотації здійснюється на Заваліївському графітовому комбінаті.

Різнорізнi будівельні матеріали України – граніт, лабрадорит, мергель, вапняк, пісок, крейда. Добування будівельних матеріалів ведеться більше ніж на 700 кар'єрах. По запасам граніту і лабрадориту Україна займає одне з провідних місць в Європі.

Є в Україні також родовища коштовних і напівкоштовних каменів: алмазів, берилу, аметисту, гірського кришталю. Вони зустрічаються в Криворіжжі, Приазов'ї, Криму і Закарпатті.

Рациональне використання корисних копалин вимагає комплексної їх переробки, застосування безвідходної технології, рекультивації земель. Збереженню мінерально-сировинних ресурсів сприяє утилізація і використання вторинної сировини. Такі заходи дозволять зберегти, а в подальшому розумно використовувати ресурсний потенціал держави.

ДОДАТОК
Властивості деяких мінералів розділюваних
гравітаційними процесами

Мінерал	Хімічний склад		Густина, кг/м ³	Твердість (по Моосу)
	формула	вміст, %		
1	2	3	4	5
<u>Алмаз</u>	C	100,0 C	3500	10,0
<u>Алюміній</u>	Al	100,0 Al	2600	2,9
Андалузит	Al ₂ O ₃ ·SiO ₂	63,2 Al ₂ O ₃	3200	7,0
Каолін	Al ₂ O ₃ ·2SiO ₂ ·2H ₂ O	39,5 Al ₂ O ₃	2600	2,3
Корунд	Al ₂ O ₃	100,0 Al ₂ O ₃	4000	9,0
Шпінель	MgO·Al ₂ O ₃	71,8 Al ₂ O ₃	3800	8,0
<u>Барій</u>	Ba	100,0 Ba	3600	3,5
Барит	BaSO ₄	65,7 BaO	4500	3,7
Вітерит	BaCO ₃	82,7 BaO	3750	4,2
<u>Вольфрам</u>	W	100,0 W	19000	7,5
Вольфраміт	(Fe, Mn) WO ₄	74,0 WO ₃	7000	6,0
Гюбнерит	MnWO ₄	75,0 WO ₃	7400	4,5
Ферберит	FeWO ₄	76,3 WO ₃	7000	4,5
Шеєліт	CaWO ₄	80,6 WO ₃	6000	5,0
<u>Залізо</u>	Fe	100,0 Fe	7800	4,5
Гематит	Fe ₂ O ₃	70,0 Fe	5100	6,0
Гетит	Fe ₂ O ₃ ·H ₂ O	63,0 Fe	3800	5,0
Лімоніт	2Fe ₂ O ₃ ·3H ₂ O	66,5 Fe	3800	5,4
Магнетит	Fe ₃ O ₄	72,4 Fe	5100	6,0
Пірит	FeS ₂	46,6 Fe	5100	6,3
Сидерит	FeCO ₃	48,3 Fe	3800	4,0
<u>Золото(самородне)</u>	Au	до 99,7 Au	19000	2,5
Калаверит	(Au, Ag) Te ₂	39,5 Au; 3,1 Ag	9000	2,5
Кренерит	(Au, Ag) Te ₂	39,5 Au; 3,1 Ag	8350	2,0
Петцит	(Au, Ag) ₂ Te	25,4 Au; 41,8 Ag	9000	3,0
Сильваніт	(Au, Ag) Te ₄	24,2 Au; 13,3 Ag	8100	2,5
<u>Магній</u>	Mg	100,0 Mg	1700	2,5
Доломіт	CaCO ₃ ·MgCO ₃	21,9 MgO; 30,4 CaO	2800	3,8
Змійовик	Mg ₆ [Si ₄ O ₁₀](OH) ₈	43,5 MgO; 43,5 SiO ₂	2800	4,0
Магнезит	MgCO ₃	47,8 MgO	3100	4,0
<u>Марганець</u>	Mn	100,0 Mn	7400	6,0
Манганіт	Mn ₂ O ₃ ·H ₂ O	62,5 Mn	4300	3,8
Піролюзит	MnO ₂	63,0 Mn	5000	2,3
Псиломелан	Mn ₂ O ₃	63,0 Mn	4150	5,5
Родоніт	MnSiO ₃	42,0 Mn	3500	6,2
Родохрозит	MnCO ₃	62,0 Mn	3500	4,2
<u>Мідь(самородна)</u>	Cu	до 100,0 Cu	8800	2,8
Азурит	2CuCO ₃ ·Cu(OH) ₂	55,2 Cu	3700	3,8
Ковелін	CuS	66,4 Cu	4600	2,0
Малахіт	CuCO ₃ ·Cu(OH) ₂	57,4 Cu	3900	3,8
Халькозин	Cu ₂ S	79,8 Cu	5600	3,0
Халькопірит	CuFeS ₂	34,5 Cu	4200	3,7
Хризосола	CuSiO ₃ ·2H ₂ O	36,1 Cu	2100	3,5

Продовження таблиці

1	2	3	4	5
<u>Молибден</u>	Mo	100,0 Mo	10200	5,5
Вульфеніт	PbMoO ₄	26,0 Mo	6800	3,0
Молибденіт	MoS ₂	до 60,0 Mo	4700	1,3
Молибдит	Fe ₂ O ₃ ·MoO ₃ ·7H ₂ O	66,7 Mo	4500	1,5
Повеліт	CaMoO ₄	48,0 Mo	4500	3,5
<u>Нікель</u>	Ni	100,0 Ni	8900	4,0
Герсдорфіт	NiAsS	35,4 Ni	5800	5,5
Нікелін	NiAs	44,0 Ni	7500	5,5
Пентландит	(Fe, Ni) ₉ S ₈	до 44,0 Ni	4600	3,5
<u>Олово</u>	Sn	100,0 Sn	7300	2,0
Каситерит	SnO ₂	79,0 Sn	6900	6,5
Станін	Cu ₂ FeSnS ₄	27,6 Sn; 29,6 Cu	4400	4,0
<u>Платина (самородна)</u>	Pt	до 96,0 Pt	21400	4,5
Поліксен	(Pt, Fe)	88,0 Pt; 11,0 Fe	17400	4,5
Спериліт	PtAs ₂	56,5 Pt; 43,5 As	10600	6,5
<u>Свинець</u>	Pb	100,0 Pb	11300	1,5
Англезит	PbSO ₄	68,3 Pb	6200	2,5
Вульфеніт	PbMoO ₄	60,0 Pb	6700	3,5
Галеніт	PbS	86,6 Pb	7450	2,5
Церусит	PbCO ₃	83,5 Pb	6550	3,3
Піроморфіт	Pb ₅ (PO ₄) ₃ Cl	76,0 Pb	7000	4,0
<u>Срібло (самородне)</u>	Ag	до 99,9 Ag	10500	2,8
Аргентит	Ag ₂ S	87,1 Ag	7300	2,5
Піраргірит	AgSbS ₃	59,8 Ag	5830	2,3
Полібазит	(Ag, Cu) ₁₆ Sb ₂ S ₁₁	84,9 Ag	6100	3,0
Прустит	Ag ₃ AsS ₃	65,4 Ag	5600	2,5
Стефаніт	Ag ₅ SbS ₄	68,3 Ag	6200	2,5
<u>Титан</u>	Ti	100,0 Ti	4500	4,0
Анараз	TiO ₂	до 99,5 Ti	3900	6,0
Брукіт	TiO ₂	до 99,5 Ti	4000	6,3
Ільменіт	FeTiO ₃	до 52,8 Ti	4600	5,5
Лейкоксен	(TiO ₂) ₁₈ ·Fe ₂ O ₃	до 97,6 Ti	4000	5,0
Лопарит	(Ce, Na, Ca)(Ti, Nb)O ₃	до 99,5 Ti	4800	5,8
Перовськіт	CaTiO ₃	до 57,8 Ti	4000	5,8
Рутил	TiO ₂	до 99,5 Ti	4200	6,0
Сфен	CaSiTiO ₅	до 40,8 Ti	3500	5,5
<u>Хром</u>	Cr	100,0 Cr	7100	9,0
Хроміт	FeCr ₂ O ₄	65,0 Cr ₂ O ₃	4700	6,5
Хромшпінеліди	(Mg, Fe)(Cr, Al, Fe) ₂ O ₄	до 75,0 Cr ₂ O ₃	4700	6,5
<u>Цинк</u>	Zn	100,0 Zn	7100	2,5
Вілеміт	Zn ₂ [SiO ₄]	59,0 Zn	5600	4,3
Вюртцит	ZnS	до 63,0 Zn	4300	4,0
Каламін	Zn ₄ [(OH) ₂ Si ₂ O ₇]·H ₂ O	54,0 Zn	3450	4,7
Смітсоніт	ZnCO ₃	52,0 Zn	5100	6,3
Сфалерит	ZnS	67,0 Zn	4100	4,0
Франклініт	ZnFe ₂ O ₄	до 25,0 Zn	6500	5,3

Закінчення таблиці

1	2	3	4	5
<u>Цирконій</u>	Zr	100,0 Zr	-	-
Баделейт	ZrO ₂	до 99,0 Zr	5800	6,5
Циркон	ZrSiO ₄	67,2 Zr	4700	7,5
<u>Інші мінерали</u>				
Дистен	Al ₂ O ₃ [SiO ₄]	63,2 Al ₂ O ₃	3600	6,0
Монацит	(Ce, La){PO ₄ }	до 70,0 TR ₂ O ₃	5200	5,8
Ставроліт	Fe ₂ Al ₉ [SiO ₄] ₄ (OH)O ₇	48,1 Al ₂ O ₃	3700	7,2
Флюорит	CaF ₂	51,3 Ca; 48,7 F	3150	4,0
<u>Породні мінерали</u>				
Галуазит	Al ₄ (OH) ₈ [Si ₄ O ₁₀]·nH ₂ O	-	2600	2,0
Глина	Al ₂ O ₃ ·2SiO ₂ ·2H ₂ O	-	2600	2,3
Кальцит	CaCO ₃	-	2710	3,2
Кварц	SiO ₂	-	2650	7,0
Мусковіт	KAl ₂ [AlSi ₃ O ₁₀](OH) ₂	-	2830	2,5
Польові шпати	(K, Na, Ca)[AlSi ₃ O ₈]	-	2700	6,2
Флогопіт	KMg ₃ [AlSi ₃ O ₁₀](F, OH) ₂	-	2900	2,5
Хлорити	(Mg, Fe) _{6-n} (Al, Fe) _n Al _n Si _{4-n} O ₁₀	-	3000	2,5

СПИСОК РЕКОМЕНДОВАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

1. Абрамов А.А., Горловский С.И., Рыбаков В.В. Обогащение руд цветных и редких металлов в странах Азии. Африки и Латинской Америки: Учеб. для вузов. - М.: Недра, 1991.- 312 с.: ил.
2. Андреев С.Е., Перов В.А., Зверевич В.В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. 3-е изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1980.- 415 с.
3. Бедрань Н.Г. Обогащение углей: Учеб. для вузов. - 2-е изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1988.- 206 с.: ил.
4. Бедрань Н.Г. Машины для обогащения полезных ископаемых: Учеб. пособие для вузов. - Киев – Донецк: Вища школа, Головное изд-во, 1980.- 416 с.
5. Берт Р.О. Технология гравитационного обогащения: Пер. с англ./ Пер. Е.Д. Бачевой. - М.: Недра, 1990.- 574 с.: ил.
6. Бутовецкий В.С. Охрана природы при обогащении углей: Справочное пособ. - М.: Недра, 1991.- 231 с.: ил.
7. Зозуля И.И., Назимко Е.И., Самойлик Г.В., Смирнов В.А. Проектирование углеобогащительных фабрик: Учеб. пособие. – К.: УМК ВО, 1992.- 284 с.
8. Кармазин В.И. Обогащение руд черных металлов: Учеб. для вузов. - М.: Недра, 1982.- 216 с.
9. Пилов П.И. Гравитационная сепарация полезных ископаемых: Учеб. пособие. – Днепропетровск: Національний гірничий університет. – 2003. – 123 с.
10. Полькин С.И., Адамов Э.В. Обогащение руд цветных металлов: Учеб. для вузов. - М.: Недра, 1983.- 400 с.
11. Разумов К.А., Перов В.В. Проектирование обогатительных фабрик: Учеб. для вузов. - 4-е изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1982.- 518 с.
12. Серго Е.Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых: Учеб. для вузов. - М.: Недра, 1985.- 285 с.
13. Смирнов В.О., Білецький В.С. Проектування збагачувальних фабрик. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2002. – 296 с.
14. Справочник по обогащению руд: В 4 т./ Гл. ред. О.С. Богданов. - М.: Недра, 1984.
15. Справочник по обогащению руд черных металлов. - 2-е изд., перераб. и доп. под ред. С.Ф. Шинкоренко. - М.: Недра, 1980.- 527 с.
16. Справочник по обогащению углей/ Под ред. И.С. Благова, А.М. Коткина, Л.С. Зарубина. - 2-е изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1984.- 614 с.
17. Справочник по проектированию рудных обогатительных фабрик: В 2 кн./ Редкол. О.Н. Тихонов и др. - М.: Недра, 1988.
18. Фоменко Т.Г., Бутовецкий В.С., Погарцева Е.М. Технология обогащения углей: Справ. пособие. - 2-е изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1985.- 367 с.
19. Шохин В.Н., Лопатин А.Г. Гравитационные методы обогащения: Учеб. для вузов. - М.: Недра, 1980.- 400 с.

Навчальне видання

**Смирнов Валерій Олександрович
Білецький Володимир Стефанович**

***ГРАВІТАЦІЙНІ ПРОЦЕСИ ЗБАГАЧЕННЯ
КОРИСНИХ КОПАЛИН***

Редакція авторська

Комп'ютерна верстка
Коректор
Обкладинка

Г. Педик
Л. Гармидер
О. Мізько

Підп. до друку 16.06.2005 р. Формат 60х84 1/16. Папір офсетний.
Гарнітура Times New Roman. Друк різнографний. Ум. друк. арк. 17,4
Обл. - вид. арк. 13,5. Тираж 300 прим. Зам. 7-05.

Видавниче підприємство "Східний видавничий дім"
(Державне свідоцтво № ДК 697 від 30.11.2001)
83086, м. Донецьк, вул. Артема, 45
тел/факс (062) 338-06-97, 337-04-80
e-mail: ukcdb@uvika.dn.ua

ГРАВІТАЦІЙНІ ПРОЦЕСИ ЗБАГАЧЕННЯ

1 Гравітаційні процеси

Мета розділу: охарактеризувати галузь застосування гравітаційних процесів і основні властивості мінералів і середовищ, що використовуються при гравітаційних процесах.

Контрольні запитання

1. Які процеси збагачення зараховують до гравітаційних?
2. Які основні властивості мінералів використовуються при гравітаційних процесах?
3. Які основні властивості середовищ використовуються при гравітаційних процесах?
4. Який вплив властивостей мінералів і середовищ на результати гравітаційних процесів?

2 Фізичні основи гравітаційних процесів

Мета розділу: вивчення закономірності вільного і стисненого руху тіл у середовищі.

Контрольні запитання

1. Запишіть основні сили, під дією яких тіло рухається у середовищі.
2. Як визначити швидкість руху тіла в середовищі за методом П.В.Ляценка?
3. Як визначити швидкість руху тіла в середовищі за методом Т.Г.Фоменка?
4. Запишіть аналітичне рівняння для визначення швидкості руху тіла в середовищі.
5. Основні концепції і закономірності стисненого руху тіла в середовищі.
6. Рівнопадання і його вплив на процес розділення.

3 Теоретичні основи поділу по густині

Мета розділу: вивчення теоретичних основ розділення корисних копалин за густиною.

Контрольні запитання

1. Характеристика збагачуваності корисної копалини і її основні складові.
2. Дайте визначення фракційному аналізу?
3. Криві збагачуваності і їх використання.
4. Сформулюйте теорему про максимальний вихід концентрату.
5. Класифікація вугілля по збагачуваності.
6. Поняття розділового числа?
7. Що характеризує крива розділення за Тромпом?
8. Середнє ймовірне відхилення і коефіцієнт похибки, їх використання при розрахунку процесів розділення.

4 Гідравлічна класифікація

Мета розділу: вивчення закономірностей процесу, машин і апаратів гідравлічної класифікації.

Контрольні запитання

1. В чому полягає принцип гідравлічної класифікації?
2. Як використовується гідравлічна класифікація в схемах переробки корисних копалин?
3. Охарактеризуйте основні закономірності процесу гідравлічної класифікації.
4. Опишіть конструкції і принцип дії апаратів гідравлічної класифікації – механічних і гідравлічних.
5. Основні фактори, що впливають на показники класифікації.

5 Промивка

Мета розділу: вивчення закономірностей процесу, машин і апаратів для промивки.

Контрольні запитання

1. Галузь застосування процесу промивки.
2. Якими фізичними властивостями характеризуються глини?
3. Класифікація руд за промивністю.
4. Опишіть конструкції і принцип дії машин і апаратів для промивки.
5. Основні фактори, що впливають на показники промивки.

6 Збагачення у важких середовищах

***Мета розділу:** вивчення закономірностей процесу, машин і апаратів для збагачення у важких середовищах.*

Контрольні запитання

1. Область застосування процесу збагачення у важких середовищах.
2. Які вимоги висуваються до важких суспензій і обважнювачів?
4. Закономірності руху тіл у суспензіях.
5. Опишіть конструкції і принцип дії машин і апаратів для збагачення у важких середовищах.
6. Приготування і регенерація суспензії.
7. Основні фактори, що впливають на показники збагачення у важких середовищах.

7 Відсадка

***Мета розділу:** вивчення закономірностей процесу відсадки і відсаджувальних машин.*

Контрольні запитання

1. Область застосування процесу відсадки.
2. Гіпотези відсадки.
3. Цикли відсадки.
4. Властивості відсаджувальної постелі.
5. Класифікація відсаджувальних машин.
6. Опишіть конструкції і принцип дії відсаджувальних машин.
7. Автоматичне регулювання процесу відсаджування.
8. Основні параметри (технологічні, гідродинамічні і конструктивні), що впливають на процес відсадки.

8 Збагачення в струмені води на похилій площині

***Мета розділу:** вивчення закономірностей процесу збагачення в струмені води на похилій площині, а також машин і апаратів для реалізації цього процесу.*

Контрольні запитання

1. Закономірності розділення матеріалу у шлюзі.

2. Опишіть конструкції і принцип дії ілюзів.
3. Основні параметри (технологічні і конструктивні), що впливають на процес збагачення у ілюзах.
4. Процес збагачення в струминних жолобах.
5. Опишіть конструкції і принцип дії струминних апаратів.
6. Основні параметри (технологічні і конструктивні), що впливають на процес збагачення в струминних апаратах.
7. Закономірності процесу збагачення на концентраційних столах.
8. Опишіть конструкції і принцип дії концентраційних столів.
9. Основні параметри (технологічні і конструктивні), що впливають на процес концентрації на столах.
10. Закономірності гвинтової сепарації.
11. Опишіть конструкції гвинтових апаратів.
12. Основні параметри (технологічні і конструктивні), що впливають на процес гвинтової сепарації.

9 Протитечійна водна сепарація

Мета розділу: вивчення особливостей процесу протитечійної сепарації і машин для реалізації цього процесу.

Контрольні запитання

1. Область застосування процесу протитечійної сепарації.
2. Особливості процесу протитечійної сепарації.
3. Опишіть конструкцію, принцип дії і параметри регулювання крутопохилих сепараторів.
4. Опишіть конструкцію, принцип дії і параметри регулювання шнекових сепараторів.

10 Процеси розділення в повітряному середовищі

Мета розділу: вивчення закономірностей процесу і машин для розділення в повітряному середовищі.

Контрольні запитання

1. Область застосування процесів розділення в повітряному середовищі.
2. Які переваги і недоліки пневматичного способу?
3. Закономірності руху тіл в повітряному середовищі.
4. Пневматична класифікація і пневматичне збагачення.

5. Опишіть конструкції і принцип дії машин і апаратів для розділення в повітряному середовищі.

6. Основні технологічні і конструктивні параметри, що впливають на показники збагачення в повітряному середовищі.

11 Комбіновані процеси збагачення

Мета розділу: охарактеризувати область застосування комбінованих процесів збагачення і основні властивості мінералів і середовищ, що використовуються при цих процесах.

Контрольні запитання

1. Область застосування комбінованих процесів збагачення.

2. Основні властивості мінералів і середовищ, що використовуються при процесі флотогравітації.

3. Які машини використовуються для флотогравітації?

4. Основні властивості мінералів і середовищ, що використовуються при процесах магнітогідродинамічної, магнітогідростатичної і ферогідростатичної сепарації.

5. Опишіть конструкцію і принцип дії магнітогідродинамічного, магнітогідростатичного і ферогідростатичного сепараторів.

6. Які параметри регулювання процесів магнітогідродинамічної, магнітогідростатичної і ферогідростатичної сепарації?

12 Технологічні схеми гравітаційного збагачення

Мета розділу: вибір і обґрунтування технологічних схем гравітаційного збагачення.

Контрольні запитання

1. Вибір і обґрунтування технологічних процесів і схем збагачення вугілля залежно від збагачуваності, крупності і вмісту породи.

2. Вибір і обґрунтування технологічних процесів і схем збагачення руд чорних металів залежно від мінерального складу, магнітних властивостей мінералів, вмісту глини і промивності руди.

3. Вибір і обґрунтування технологічних процесів і схем збагачення руд кольорових металів залежно від типу руди, мінерального складу і вкращення корисних компонентів.

4. Вибір і обґрунтування технологічних процесів і схем збагачення вольфрамітових і каситеритових руд залежно від типу руди, речовинного складу і вкращення корисних компонентів.

5. Особливості при виборі і обґрунтуванні технологічних процесів і схем збагачення руд розсипних родовищ.

6. Вибір і обґрунтування технологічних процесів і схем збагачення неметалічних корисних копалин залежно від типу руди, мінерального складу і вмісту глини.

7. Вибір і обґрунтування технологічних процесів і схем збагачення золотовмісних руд залежно від типу руди, мінерального складу і вкращення золота.

8. Особливості при виборі і обґрунтуванні технологічних процесів і схем збагачення брухту кольорових металів.

ФІЗИКО-ХІМІЧНІ ОСНОВИ

1 Корисні копалини

Мета розділу: вивчення основних ознак корисної копалини і продуктів її первинної переробки.

Контрольні запитання

1. Що називається корисною копалиною?
2. На які види розділяються корисні копалини?
3. За якими показниками визначається якість корисної копалини?
4. Яка мета первинної переробки корисної копалини?
5. Які продукти (за якістю) одержують в результаті первинної переробки?
7. Класифікація процесів збагачення корисних копалин за призначенням.
8. Які властивості мінералів використовуються при збагачення корисних копалин?
9. Технологічні показники збагачення корисних копалин.

2 Вугілля

***Мета розділу:** вивчення процесів походження і властивостей вугілля.*

Контрольні запитання

1. В якій послідовності утворювалось вугілля?
2. З яких інгредієнтів складається вугілля?
3. Опишіть фізичні властивості вугілля (густина, механічна міцність, змочуваність, оптичні і ін.).
4. Опишіть хімічні властивості вугілля (елементарний склад, питома теплота згоряння і ін.).
5. Показники якості вугілля (вихід летких речовин, питома теплота згоряння, вміст вологи, золи, сірки).
6. На Які марки розділяється вугілля за промисловою класифікацією?
7. Які параметри використані міжнародною класифікацією для оцінки вугілля?
8. Класифікація вугілля за збагачуваністю.

3 Залізні руди

***Мета розділу:** вивчення процесів походження і властивостей залізної руди.*

Контрольні запитання

1. Елементарний склад залізних руд.
2. Типи залізних руд.
3. Якісна характеристика залізних руд.
4. Розходження залізних руд за збагачуваністю.
5. Показники, що характеризують доменні і мартенівські залізні руди.

4 Гірничя промисловість

***Мета розділу:** вивчення способів видобутку корисних копалин.*

Контрольні запитання

1. Призначення гірничої промисловості.

2. *Способи розробки родовищ корисних копалин.*
3. *Опишіть шахтний і кар'єрний способи видобутку корисних копалин.*
4. *Опишіть свердловинний спосіб видобутку корисних копалин.*
5. *Опишіть способи підземного вилуговування і виплавки.*
6. *Опишіть спосіб підземної газифікації вугілля.*
7. *Опишіть морський спосіб видобутку корисних копалин.*

5 Первинна переробка корисних копалин

***Мета розділу:** вивчення способів і процесів первинної переробки корисних копалин.*

Контрольні запитання

1. *Призначення первинної переробки корисних копалин.*
2. *Класифікація процесів збагачення корисних копалин.*
3. *Які зусилля використовуються при руйнуванні грудок корисних копалин?*
4. *Опишіть конструкції і принцип дії дробарок і млинів.*
5. *Як здійснюється розділення корисних копалин за крупністю?*
6. *Опишіть конструкції і принцип дії грохотів.*
7. *Які основні властивості мінералів використовуються при гравітаційному розділенні корисних копалин?*
8. *Опишіть конструкції і принцип дії важкосередовищних сепараторів і гідроциклонів.*
9. *Опишіть конструкції і принцип дії відсаджувальних машин.*
10. *Опишіть конструкції і принцип дії концентраційних столів.*
11. *Опишіть конструкції і принцип дії гвинтових сепараторів.*
12. *Які основні властивості мінералів використовуються при флотаційному збагаченні корисних копалин?*
13. *Класифікація флотаційних реагентів.*
14. *Опишіть конструкцію і принцип дії флотаційних машин.*
15. *Які основні властивості мінералів використовуються при магнітному збагаченні корисних копалин?*
16. *Опишіть конструкції і принцип дії магнітних сепараторів.*
17. *Які основні властивості мінералів використовуються при електричному збагаченні корисних копалин?*

18. *Опишіть конструкції і принцип дії електричних сепараторів.*
19. *Опишіть спеціальні методи збагачення корисних копалин.*
20. *Опишіть процеси зневоднення продуктів збагачення.*
21. *Яке призначення процесів знепилення і пиловловлення*
22. *Опишіть технологію процесу брикетування зі зв'язуючими.*
23. *Опишіть технологію процесу брикетування без зв'язуючих.*
24. *Опишіть технологію процесу обкатування.*
25. *Опишіть технологію процесу агломерації.*

6 Коксохімічне виробництво

***Мета розділу:** вивчення процесів коксохімічного виробництва.*

Контрольні запитання

1. *Яке призначення коксування?*
2. *Опишіть технологію процесу коксування.*
3. *Які продукти одержують в результаті коксування?*
4. *Як використовують продукти напівкоксування?*
5. *Призначення процесу деструктивної гідрогенізації?*

7 Металургійне виробництво

***Мета розділу:** вивчення процесів металургійного виробництва.*

Контрольні запитання

1. *Яке призначення металургійного виробництва?*
2. *Опишіть процеси підготовки до доменної плавки.*
3. *Опишіть процес виплавки чавуну в доменній печі.*
4. *Опишіть процеси підготовки до мартенівської плавки.*
5. *Опишіть процес виплавки сталі в мартенівській печі.*
6. *Опишіть процес виплавки сталі в кисневому конверторі.*
7. *Опишіть процес виплавки сталі в електродугової печі.*
8. *Прокатне виробництво.*
9. *Яку продукцію виробляє металургія?*

8 Машинобудування

Мета розділу: вивчення технології машинобудування.

Контрольні запитання

1. Опишіть послідовність технологічних процесів машинобудування.
2. Які процеси використовують для виготовлення заготовок?
3. Ливарне виробництво, різновиди лиття.
4. Виготовлення поковок.
5. Гаряче і холодне штампування.
6. Зварювання і різання металів.
7. Які бувають способи обробки заготовок?
8. Металорізальні верстати і інструмент.
9. Види поєднань деталей і вузлів.
10. Показники, яким повинні задовольняти вироби машинобудування.

9 Паливно-енергетичний комплекс

Мета розділу: охарактеризувати паливно-енергетичний комплекс і енергетичний баланс України.

Контрольні запитання

1. Назвіть складові паливно-енергетичного комплексу.
2. Роль вугілля в паливно-енергетичному комплексі України.
3. Назвіть енергоресурси, що поновлюються і не поновлюються.
4. Опишіть енергетичний баланс України.

10 Охорона навколишнього середовища

Мета розділу: охарактеризувати джерела забруднення навколишнього середовища і заходи щодо поліпшення його стану.

Контрольні запитання

1. Охарактеризуйте вплив діяльності людини на навколишнє середовище.
2. Джерела забруднення навколишнього середовища.
3. Шкідливі складові породних відвалів і стічних вод.
4. Які заходи необхідно вживати для охорони навколишнього середовища і поліпшення його стану?

5. Заходи, щодо рекультивації земель, зайнятих відходами.